

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение
высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»
Политехнический институт
институт
«Электротехнология и электротехника»
кафедра

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

подпись инициалы, фамилия

« _____ » _____ 2017 г.

БАКАЛАВРСКАЯ РАБОТА

13.03.02 «Электроэнергетика и электротехника»

код – наименование направления

Индукционный вакуумный дегазатор

Руководитель	_____	<u>ст. преподаватель, к.т.н.</u>	<u>А.А. Авдулов</u>
	подпись, дата	должность, ученая степень	
Выпускник	_____		<u>В.Е. Наумов</u>
	подпись, дата		
Нормоконтролер	_____	<u>профессор, д.т.н.</u>	<u>М.В. Первухин</u>
	подпись, дата	должность, ученая степень	

Красноярск 2017

СОДЕРЖАНИЕ

Введение.....	4
1 Обзор способов рафинирования алюминиевых сплавов.....	6
1.1 Причина необходимости осуществления рафинирования алюминиевых расплавов.....	6
1.2 Технологии рафинирования алюминиевых сплавов адсорбционным методом.....	8
1.2.1 Рафинирование газами (флотационная обработка).....	9
1.2.2 Рафинирование хлористыми солями.....	11
1.2.3 Обработка сплавов флюсами.....	12
1.2.4 Метод фильтрационного рафинирования.....	14
1.3 Технологии рафинирования алюминиевых сплавов неадсорбционным методом.....	16
1.3.1 Рафинирование методом вымораживания.....	17
1.3.2 Рафинирование методом отстаивания.....	17
1.3.3 Рафинирование расплава ультразвуком.....	18
1.3.4 Рафинирование расплава постоянным электрическим током.....	19
1.4 Рафинирование алюминиевых сплавов методом вакуумирования....	20
1.4.1 Параметры, влияющие на процесс вакуумной дегазации.....	20
1.4.2 Оборудование и способы вакуумного рафинирования.....	22
1.4.3 Физика процесса вакуумного рафинирования.....	26
1.5 Вакуумирование в ковше, с применением МГД перемешивателя...	36
2 Моделирование процесса вакуумирования алюминиевого сплава в ковше с применением МГД перемешивателя.....	38
2.1 Моделирование электромагнитных процессов при воздействии перемешивателя.....	38
2.2 Моделирование гидродинамики движения расплава в ковше под действием электромагнитных сил.....	52

2.3 Расчет эффективности дегазации вакуумированием в ковше.....	54
Заключение.....	61
Список использованных источников.....	62
Приложение А.....	64
Приложение Б.....	65
Приложение В.....	66

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время в современном, динамично развивающемся мире появляется большое количество принципиально новых технически сложных устройств, происходит усовершенствование и усложнение уже существующих, при постоянно ожесточающихся требованиях к ним, что приводит к необходимости повышения их эксплуатационных характеристик. Кроме того, большое внимание уделяется снижению массы деталей, что увеличивает потребительский спрос на литые заготовки из алюминиевых сплавов. Следовательно, задача повышения качества отливок и совершенствования процесса их производства крайне актуальна [1].

Одним из основных критериев получения высококачественных сплавов из цветных металлов (алюминий, медь, никель, олово, цинк и т.п.) с высокой добавленной стоимостью является их соответствие по прочностным характеристикам заданным требованиям. Т.е. устойчивость материала изделия к возникновению и росту макро и микротрещин.

Поры и неметаллические включения – неизбежные явления в структуре отливок. Они оказывают отрицательное влияние на механические и прочностные свойства изделий, так как являются концентраторами напряжений, что обуславливает трещинообразование. Поэтому одна из задач при производстве – уменьшение размеров пор, увеличение равномерности их распределения в объеме металла, а также снижение концентрации неметаллических включений.

Для осуществления задач, описанных выше на производстве применяют операцию рафинирования. Эта операция включает в себя процесс дегазации расплавленного металла, что позволяет снизить процент содержания водорода, наличие которого обуславливает образование пор. При активной дегазации, когда пузыри газа всплывают из объема металла на поверхность, за счет явления флотации на поверхность выносятся неметаллические частицы, которые скапливаются на поверхности зеркала в виде шлака.

Существует несколько методов рафинирования расплавленного металла: рафинирование газами, хлористыми солями, флюсовое, а также фильтрование, отстаивание, воздействием ультразвуком, виброимпульсное воздействие и т.д. В данной работе будет рассмотрен метод рафинирования вакуумированием. Наиболее эффективно газ будет выделяться с поверхности зеркала расплава, поэтому для повышения интенсивности и эффективности воздействия вакуума будет осуществляться перемешивание металла в ковше с помощью МГД устройства.

1 Обзор способов рафинирования алюминиевых сплавов

1.1 Причина необходимости осуществления рафинирования алюминиевых расплавов

Одной из основных неметаллических примесей в алюминиевых сплавах является окись алюминия, образующаяся при взаимодействии жидкого металла с кислородом воздуха, попадающая в расплав с окисленной и неподготовленной шихтой, возникающая при контакте жидкого металла с непросушенными футеровкой и плавильно – заливочным инструментом и так далее. Наиболее вредными считаются оксидные пленки, которые при толщине 0,1 – 1 мкм и протяженности до нескольких мм, резко ослабляют сечения отливок, снижают пластические, прочностные и усталостные свойства, являясь концентраторами напряжений.

Кроме неметаллических включений на свойства алюминиевых сплавов отрицательное влияние оказывают также различные газы. Взаимодействие алюминия и сплавов системы Al – Si с азотом, кислородом, сложными газами CO, CO₂, SO₂, образующимися при сгорании топлива, масел, эмульсий и красок, вносимых в печь вместе с шихтовыми материалами, увеличивает количество нитридов, оксидов, карбидов, сульфидов в расплаве, однако, как правило, не приводит к увеличению газовой пористости.

Пористость является основным дефектом, снижающим статические, динамические характеристики отливок и механические свойства сплавов, особенно отрицательно воздействующим на пластичность. При этом существенное значение имеет не только количество пор, но также их форма, размеры и распределение.

Возможность образования пор, можно оценить коэффициентом насыщения раствора (η):

$$\eta = \frac{C_{\text{ж}} - C_{\text{тв}}}{C_{\text{тв}}}, \quad (1.1)$$

где: $C_{\text{ж}}$ – концентрация водорода в жидком алюминии при температуре кристаллизации;

$C_{\text{тв}}$ – концентрация водорода в твердом алюминии при температуре кристаллизации [1].

Решающим фактором для развития металлургии алюминиевых деформируемых сплавов следует считать качество отливаемой заготовки. Значительная окисляемость алюминия и его способность растворять водород требуют применения специальных мер при приготовлении расплавов и очистке их от водорода и оксидных плёнок. В соответствии с ГОСТ 1583-93 («Сплавы алюминиевые литейные. Технические условия») и ГОСТ 1131-76 («Сплавы алюминиевые деформируемые в чушках. Технические условия») содержание водорода в высококачественном алюминиевом сплаве должно составлять не более $0,35 \text{ см}^3 / 100 \text{ г}$. Содержание в алюминиевом сплаве такой величины водорода невозможно добиться без использования систем дегазации расплава.

Дегазация – это уменьшение содержания газа в жидком металле, находящегося в нём как в растворённом состоянии, так и в виде пузырьков различного размера. Степень дегазации расплава является самым показательным критерием для определения эффективности рафинирования [2].

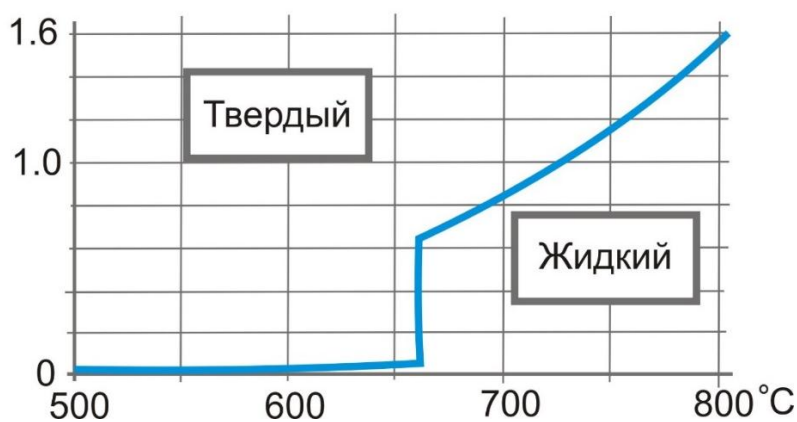


Рисунок 1.1 - Растворимость водорода в алюминии

Дегазация алюминиевых расплавов от водорода крайне важна, так как при фазовом переходе алюминия резко возрастает способность металла растворять водород (рисунок 1.1). Это очень неблагоприятное явление, поэтому если не снизить уровень водорода перед кристаллизацией расплава, то результатом будут газовые пузырьки в металле (пористость), которые могут быть причиной внутренних и внешних дефектов продукции при последующей обработке [3].

Вероятность образования газовых пузырьков в алюминиевом сплаве при кристаллизации будет определяться разностью концентраций ($C_{\text{ж}} - C_{\text{ТВ}}$). Чем меньше будет в расплаве водорода, тем меньше опасность образования пор.

В промышленных условиях используется целый ряд методов рафинирования и дегазации расплавов, причем выбор того или иного способа обычно основан не на наибольшей его эффективности, а на технических, технологических и материальных условиях литейного цеха. От качества проведения операции рафинирования во многом зависит и качество получаемого сплава. В общем случае, используемые методы рафинирования делятся на адсорбционные и неадсорбционные. Первые нарушают равновесие в системе расплав – комплекс ($x\text{H} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$) только в тех зонах расплава, через которые проходит абсорбент, а вторые – во всем объеме [1].

1.2 Технологии рафинирования алюминиевых сплавов адсорбционным методом

Адсорбция газов – процесс, происходящий на поверхности раздела металл – газ, заключающийся в притяжении молекул газа из окружающей атмосферы атомами, находящимися кристаллической решетки (если речь идет о твердом теле) или на поверхности жидкости. Толщина адсорбированного газового слоя равна в основном диаметру газовой молекулы [2].

К адсорбционным методам относится обработка расплава газами (аргоном, азотом, хлором и др.), хлористыми солями (MnCl_2 , ZnCl_2 , C_2Cl_6 и др.), обработка расплава геттерами водорода (титаном, цирконием), флюсовое

рафинирование, фильтрация через активные (переплавленные эвтектические смеси хлористых солей магния, натрия, кальция и др.) и инертные (стеклоткань, металлические сетки и др.) фильтры [1].

1.2.1 Рафинирование газами (флотационная обработка)

Действие газов основано на адсорбции и диффузии в пузырьки рафинирующих газов, проходящих через расплав, растворенных в расплаве других газов, в частности водорода, поскольку один газ растворяется в объеме другого, как в пустоте. Если газонасыщенный расплав находится в контакте с атмосферой, не содержащей растворенного в металле газа, то газ будет выделяться из расплава. При этом предполагается, что газ не взаимодействует ни с металлом, ни с растворённым в нём водородом. Вместе с водородом адсорбируются также твердые неметаллические частицы, всплывающие на поверхность ванны. Продувка осуществляется двумя видами газов: продувка сплава инертными и активными газами [2, 3].

Продувка инертными газами (аргоном, гелием или азотом) алюминиевого сплава сопровождается очищением его от газов и неметаллических включений. Для этой цели часто применяют азот, так как он дешевле и доступнее чем другие газы [3].

В качестве химически активного газа можно применить газообразный хлор. В литературе отмечается применение ряда хлорсодержащих соединений: четыреххлористых кремния, углерода и титана. Широко применяют хлористый цинк, хлористый марганец. Исследован треххлористый бор. Под руководством М. В. Шарова проведен комплекс работ по применению гексахлорэтана.

Сущность действия хлора состоит в образовании хлористого алюминия при взаимодействии хлора и алюминия, который мгновенно превращается в пар, а также в образовании хлористого водорода при взаимодействии хлора и находящегося в расплаве водорода. Хлористый алюминий, обладающий высокой упругостью пара (кипит при 180°C), находится в расплаве в парообразном состоянии, поэтому он, а также хлористый водород выделяются

на поверхность. При этом на пузырьках хлористого алюминия и хлористого водорода адсорбируются пузырьки водорода и твердые неметаллические включения, связанные в комплексы.

Если рассматривать этот процесс с точки зрения явлений, происходящих на границе соприкосновения пузырька образовавшегося газа и расплава, то необходимо отметить следующее: на границе соприкосновения имеется разность парциальных давлений водорода внутри пузырька образовавшегося газа и в расплаве, поскольку давление водорода в пузырьке Al_2Cl_3 или HCl и первый момент равно нулю. Парциальное давление водорода стремится выравниваться по всему объему пузырька образовавшегося газа. Поэтому газ, растворенный в поверхностном по отношению к пузырьку слое расплава, начинает переходить в него. Этот процесс может продолжаться до выравнивания концентрация водорода в центре пузырька и в пограничном с ним слое расплава.

Однако, поскольку при продувании хлором пузырьки AlCl_3 и HCl быстро выделяются в атмосферу, полного их насыщения водородом не происходит, что снижает эффект рафинирования [2].

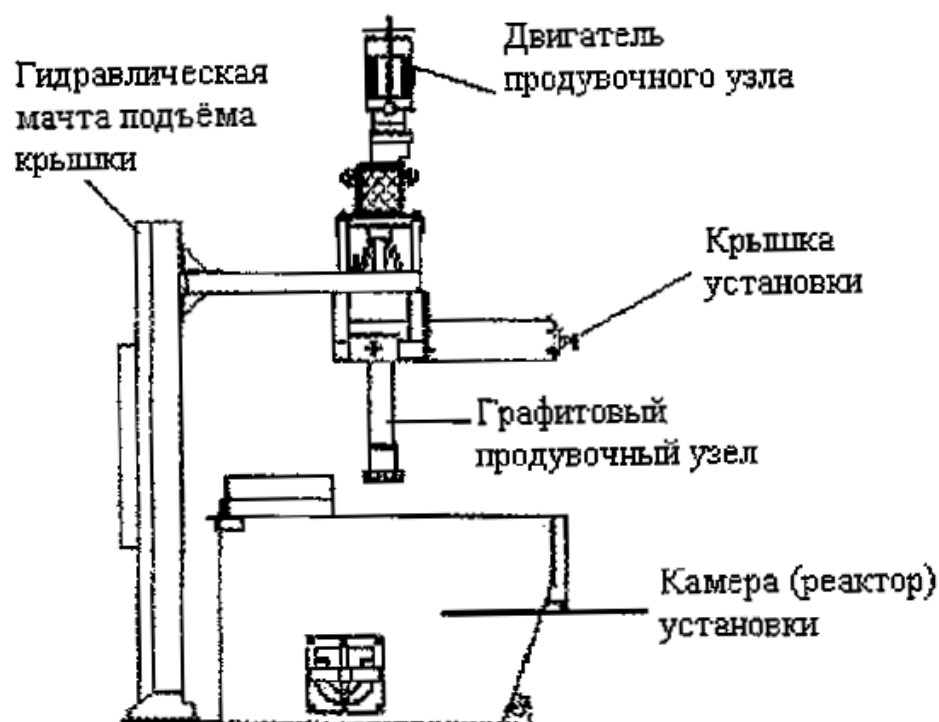


Рисунок 1.2 – Установка рафинирования типа SNIF

В промышленности на технологии флотационной обработки создано большое количество различных устройств. На заводах западной Европы и в России широко применяются установки рафинирования типа SNIF (Spinning Nozzle Inert Flotation – инъекция инертного газа через вращающееся сопло) (представлен на рисунке 1.2) компании Pyrotek [4], позволяющие очищать расплавы на основе алюминия непосредственно перед литейной машиной после раздаточного миксера.

Подобные установки внепечного рафинирования разработаны фирмой NOVELIS (Франция), где подвод рафинирующего газа осуществляется через пенокерамические сопла, которые уставлены снизу.

1.2.2 Рафинирование хлористыми солями

Действие хлористых солей основано на способности их к реакции: $Al + 3MeCl = AlCl_3 + 3 Me$, в результате которой образуется хлористый алюминий. Как и при обработке расплава хлором, рафинирующий эффект оказывают пузыри хлористого алюминия, на которых адсорбируются газы и твердые включения.

Перед употреблением хлористый цинк необходимо переплавить, так как он очень гигроскопичен и содержит много воды. Переплавка должна производиться в железном ковше емкостью 1 – 3 кг хлористого цинка при 350 – 425°C. Расплавленный хлористый цинк выдерживают при температуре до появления на поверхности расплава белых паров.

Обезвоженный хлористый цинк выливают в сухой железный противень или в специальные металлические формочки и хранят в термостате при температуре 110 – 120°C. Во избежание поглощения водяных паров хлористый цинк необходимо вводить в расплав еще горячим с помощью железного колокольчика, которым одновременно перемешивают сплав. Операцию рафинирования считают законченной после прекращения выделения из металла

пузырьков газа. После рафинирования с поверхности расплава снимают шлак, сплав выдерживают не менее 5 – 10 мин и разливают по формам.

Обычно в расплав вводят хлористого цинка не более 0,1 – 0,2 % от массы шихты, чтобы не загрязнять алюминиевые сплавы цинком.

Более целесообразно применение хлористого марганца в количестве 0,05 – 0,1 % от массы расплава. Хлористый марганец отличается меньшей гигроскопичностью и перед употреблением его достаточно просушить в сушильном шкафу при температуре 110 – 115 °С, а затем хранить в герметически закрытой посуде. Дегазацию можно осуществлять также непосредственно хлористым алюминием, количество которого в отличие от двух первых солей не ограничивается.

1.2.3 Обработка сплавов флюсами

Алюминиевые флюсы для литья и плавки классифицируются по назначению на покровные, покровно-рафинирующие и модифицирующие. Имеют внешний вид: порошкообразный флюс, гранулированный флюс, таблетированный флюс. Многообразие составов обусловлено их многоцелевым назначением и большим разнообразием составов соответствующих сплавов [7].

В качестве покровного флюса для всех сплавов, кроме сплавов систем Al – Mg и Al – Mg – Si, рекомендуют применять флюс состава 39% NaCl; 48% KCl; 6,6% Na_3AlF_6 ; 6,4% CaF_2 .

В качестве покровно – рафинирующего флюса для сплавов тех же систем рекомендуется применять высококриолитный флюс состава: 47% KCl; 30% NaCl; 23% Na_3AlF_6 . Этот флюс с плотностью в жидком состоянии 1,6 г/см³ и температурой плавления 700°С растворяет до 0,66 и адсорбирует до 10% (по массе) окиси алюминия. Обработка флюсом увеличивает выход годного по сравнению с рафинированием расплава хлором.

В качестве покровно – рафинирующего флюса для сплавов систем Al – Mg и Al – Mg – Si применяют флюс состава: 60% $\text{MgCl}_2 \cdot \text{KCl}$; 40% CaF_2 .

В группу рафинирующе – модифицирующих флюсов входят универсальные флюсы для фасонного литья: флюс №1 (60% NaF, 25% NaCl, 15% Na₃AlF₆), плотности в жидком состоянии 1,8 г/см³, температура плавления 850°C. Флюс растворяет до 1,7% (по массе) и адсорбирует до 8% (по массе) окиси алюминия. Предназначается для рафинирования и одновременного модифицирования сплавов с высоким содержанием кремния (АЛ2), а также рекомендуется в тех случаях, когда детали отливаются при высоких температурах – порядка 800 °C; флюс № 2 (40% NaF; 45% NaCl; 15% Na₃AlF₆) предназначен для обработки расплава при 730 – 750°C; флюс № 3 (30% NaF; 50% NaCl; 10% KCl и 10% Na₃AlF₆), плотность в жидком состоянии 1,68 г/см³, температура плавления 715 °C. Флюс растворяет до 1,3% (по массе) и адсорбирует 10% по массе окиси алюминия. Может быть применен для сплавов Al – Si – Mg (АЛ4, АЛ9) когда детали отливают при температурах 720 – 740°C.

Дегазирующие и рафинирующие свойства флюсов №1 и №3 значительно выше, чем хлористых солей, и не уступают действию хлора. Флюс №2 занимает промежуточное положение.

Соли, применяемые для составления флюсов, необходимо предварительно высушивать при температуре 150 – 200°C, в течение 12 – 16 ч. Затем их размалывают на бегунах и просеивают через сито с отверстиями диаметром 3 – 5 мм. Готовый флюс хранят в железных ящиках в теплом помещении.

Покровный флюс в количестве 2 – 3% к массе шихты насыпают на поверхность чушек сразу после их загрузки в печь (если флюс добавлять к сплаву после расплавления, то слияние корольков сплава будет менее полным). По мере испарения флюса его добавляют.

Рафинирование флюсами производится путем нанесения слоя флюса на поверхность ванны и последующего замешивания. Затем с поверхности металла снимают шлак и производят разливку. Также есть множество других запатентованных способов рафинирования расплавов флюсами, например, способ включающий в себя подачу флюса расплав и перемешивание расплава

воздействием нескольких электромагнитных полей [5], способ при котором флюсование происходит в транспортном ковше [6] и т.д.

Компания Стройбис занимается разработкой и изготовлением высококачественных флюсов для металлургических предприятий по производству алюминия и сплавов на его основе. Они представляют собой солевые системы, прошедшие предварительные термическую (сушка, прокалка, спекание, переплав) и механическую (измельчение, микширование) обработки. Компонентный состав и предварительная подготовка композиций обеспечивают получение требуемых механических, эксплуатационных свойств литых заготовок и максимальные эффективность, технологичность, экологическую безопасность процессов их промышленного применения [7].

1.2.4 Метод фильтрационного рафинирования

Фильтрация состоит в том, что расплав перед заливкой пропускают через специальные фильтры. Фильтры в зависимости от характера их действия делят на две группы: сетчатые и «активные».

В сетчатых фильтрах твердые неметаллические включения, размеры которых больше размера ячеек фильтра, задерживаются механически. Сетчатые фильтры изготовляют преимущественно из стеклоткани, устойчивой по отношению к алюминию или покрытой специальной керамикой. Эффективность очистки тем выше, чем меньше размеры ячеек фильтра. Однако действие сетчатых фильтров ограничивается вязкостью расплава и его поверхностной активностью. Например, через стеклоткань с размерами ячеек меньше $0,4 \text{ мм}^2$ алюминиевые расплавы не фильтруются.

«Активные» фильтры, в которых задержка неметаллических включений является результатом главным образом адсорбции, изготовляют из огнеупорной крошки (шамот, магнезит), пропитанной рафинирующим флюсом, или непосредственно из кусочков этого флюса. Состав солевого сплава должен быть подобран таким образом, чтобы он хорошо смачивал окись алюминия. В

качестве фильтрующего в фасонном литье применяют флюс состава 50 – 55% фтористого кальция, 40 – 45% фтористого натрия.

Составные части флюса размалывают в шаровой мельнице до порошкообразного состояния, смешивают и расплавляют, расплавленный флюс разливают по изложницам. Чушки флюса размалывают на куски размером 10 – 15 мм; готовый флюс хранят в термостате при температуре 150 – 200°С. Для фильтрации применяют сухие песчаные чаши со стальными сетками, предварительно окрашенные и прокаленные. Непосредственно перед заливкой на сетку насыпают слой горячего флюса толщиной 90 – 100 мм.

Чаши с фильтром устанавливают на формах или тиглях и производят заливку, наблюдая за тем, чтобы во время заливки чаша все время оставалась полной.

Активные фильтры очищают расплав от твердых неметаллических включений и от газов значительно лучше, чем сетчатые фильтры, и позволяют в 10 – 15 раз снизить загрязненность алюминиевых сплавов неметаллическими включениями [2].

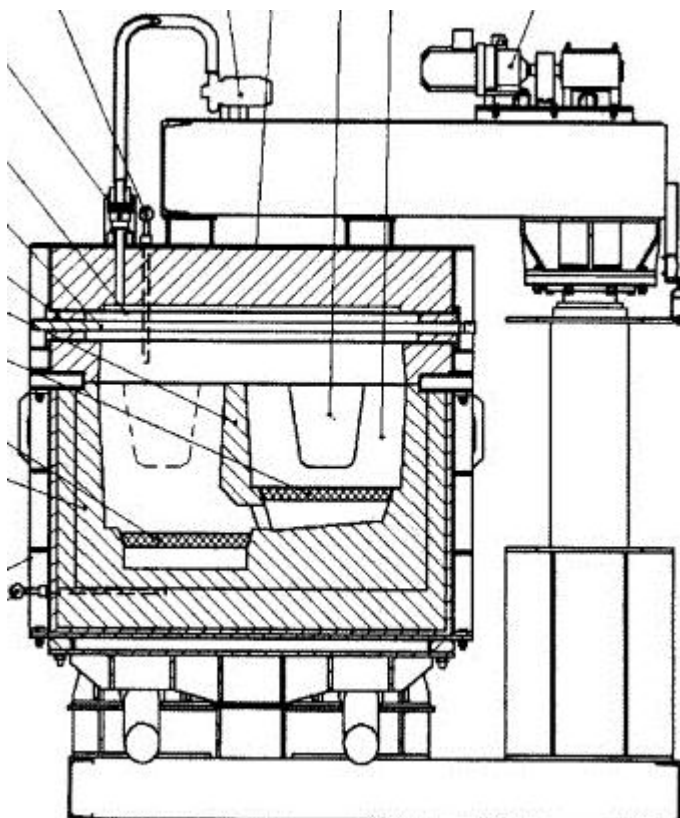


Рисунок 1.3 – Устройство для фильтрации расплавленных металлов и сплавов

Для реализации этого способа обработки расплава разработано устройство для рафинирования расплавленных металлов и сплавов, преимущественно алюминиевых, методом фильтрации. Такое устройство представлено на рисунке 1.3 [8].

Все приведенные выше методы адсорбционного рафинирования построены по одной принципиальной схеме введение в расплав или образование в нем газа, всплывание пузырьков этого газа на поверхность, адсорбция других газов и твердых неметаллических частиц и удаление их из расплава.

Помимо химического состава рафинирующего вещества, на эффект рафинирования большое влияние оказывают такие факторы, как температура расплава, вязкость, размеры и скорость выделения рафинирующих газовых пузырьков.

Скорость всплывания пузырька рафинирующего газа прямо пропорциональна радиусу пузырька и разности плотностей расплава и газа и обратно пропорциональна вязкости расплава. Чем выше вязкость расплавленного металла, тем труднее выделить из него неметаллические примеси, так как скорость их всплывания даже при значительной разнице плотностей металла и включения замедляется.

Вязкость алюминиевых сплавов зависит от температуры и химического состава. Поэтому температурный режим необходимо устанавливать в зависимости от вязкости данного сплава при определенной температуре. Например, сплавы, близкие к эвтектическому составу, можно рафинировать при более низких температурах, чем сплавы с меньшим содержанием эвтектической составляющей или с повышенным содержанием магния [2].

1.3 Технологии рафинирования алюминиевых сплавов неадсорбционным методом

К неадсорбционным методам рафинирования относятся: вымораживание, отстаивание, обработка расплавов ультразвуком, вакуумирование, дегазация постоянным электрическим током, вращающимся магнитным полем, виброимпульсная дегазация расплава и др.

1.3.1 Рафинирование методом вымораживания

На принципе выделения газа из раствора медленно охлаждающегося сплава основан способ рафинирования вымораживанием. Сущность метода заключается в том, что жидкий металл медленно охлаждается в печи вплоть до затвердевания или разливается в чушки, после чего его снова быстро расплавляют, доводят до требуемой по технологии температуры и заливают в формы. В процессе охлаждения и в момент перехода сплава из жидкого состояния в твёрдое из него удаляется основная масса газа. Данный способ основан на диффузионном выделении газа и в виде пузырьков [3].

1.3.2 Рафинирование методом отстаивания

Наиболее простым способом рафинирования является отстаивание расплава. В процессе отстаивания легкие частицы примесей всплывают на поверхность расплава, а тяжелые – оседают на дно печи. Одновременно с этим происходит также и выделение части растворенного в металле газа (в основном водорода), пузырьки которого образуются преимущественно на взвешенных в расплаве частицах примесей и вместе с ними всплывают на поверхность металла. В обычном расплаве алюминия содержится от 0,008 до 0,03% взвеси оксидов алюминия, большая часть которой имеет размеры частиц менее 1 мкм. Если допустить, что включения имеют шарообразную форму и их осаждение или всплывание подчиняется закону Стокса, можно оценить эффективное время отстаивания. По данным источников эффективное время отстаивания

резко возрастает с уменьшением размера частицы. Так, если при размерах частиц 0,1 мм продолжительность седиментации составляет 2,8 мин, то при размерах частиц 0,01 мм оно возрастает до 218 мин. Существенными недостатками этого метода является его малая эффективность, высокая длительность и связанная с этим потеря производительности плавильно – литейного оборудования. Чтобы увеличить чистоту расплава алюминия в 2 раза необходимо вести отстаивание в течение 10 часов. Кроме того, следует учитывать, что степень очистки расплава, достигаемая при отстаивании, зависит от влажности атмосферы печи, которая, в свою очередь, определяется влажностью цеховой атмосферы, зависящей от климата и времени года, эффективности покровных флюсов и пр [1].

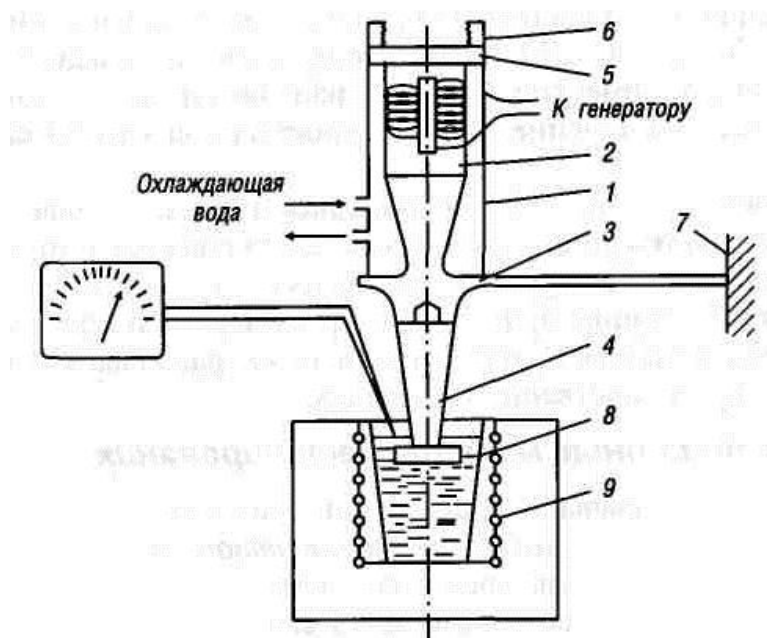
1.3.3 Рафинирование расплава ультразвуком

При прохождении упругих колебаний через жидкую среду (расплав) наблюдается явление кавитации, приводящее к разрыву сплошности и жидкой фазе с образованием пустот, в которые устремляется растворенный в жидкости (расплаве) газ. Вследствие этого упругие колебания звуковой и особенно ультразвуковой частоты способствуют формированию зародышей газовых пузырьков и стимулируют их дальнейший рост в жидкой фазе и коалесценцию до размеров, обеспечивающих активное выделение газа из жидкости (расплава). Изображение установки для ультразвукового рафинирования приведено на рисунке 1.4.

Упругие колебания, получаемые при помощи магнитострикционного излучателя частотой 8 – 10 кГц, были использованы для дегазации оптического стекла. Ультразвуком обрабатывали сплавы алюминия с содержанием магния 5 – 7%. При этом был применен способ дегазации расплавов путем наложения постоянного магнитного поля на высокочастотное поле индукционной печи в которой расплавляли металл. При таком способе обработки в расплаве возникали интенсивные колебания под действием электродинамических сил.

что обеспечивало полную дегазацию расплава за 30 – 60 мин без интенсивного перемешивания [2].

В настоящее время ряд металлургических предприятий, специализирующихся на выпуске продукции из металлов и сплавов, в течение длительного времени успешно эксплуатирует разработанное ООО «Александра – Плюс» оборудование для УЗ – обработки металла при непрерывном и полунепрерывном литье заготовок. Среди них можно выделить ОАО «Панком – Юн» (бывший завод «Центролит», г. Одесса, где оборудование установлено на вертикальных кристаллизаторах с 2006 г.) и ОАО «Катех – Электро» (г. Киев,



- 1 – кожух; 2 – магнитный преобразователь с обмоткой; 3 – концентратор;
4 – вибратор с резьбовым креплением; 5 – резиновый амортизатор; 6 – сифон;
7 – крепление узла колебаний, опора; 8 – тигель с расплавом; 9 – печь сопротивления

Рисунок 1.4 – Схема установки рафинирования расплава с применением ультразвука – введения упругих колебаний в расплав

где аналогичное оборудование используется с 2008 г.). Применение ультразвука в технологическом процессе позволило гомогенизировать структуру медной заготовки и минимизировать количество ликвационных участков (вплоть до их полного отсутствия), благодаря чему сократилась обрывность проволоки при волочении, улучшились ее пластичность

и свариваемость [9]. Также разработкой и производством оборудования для УЗ обработки расплавов занимается ООО «ТД РЭЛТЕК» [10].

1.3.4 Рафинирование расплава постоянным электрическим током

В. Г. Коротков исследовал влияние различных факторов на дегазирующий эффект при обработке алюминиевого сплава АЛ9 постоянным электрическим током. Исследования проводили при нормальном и пониженном давлении. Опыты В. Г. Короткова подтвердили положительное в целом влияние постоянного электрического тока на удаление водорода и расплава. Им был установлен характер влияния на степень дегазации температуры расплава и плотности тока. Малая плотность ток; ($0,3 - 1 \text{ А/см}^2$) обуславливает преимущественно диффузионное удаление водорода, большая плотность (3 А/см^2) – через стадию образования пузырьков. Наименее благоприятной является промежуточная плотность тока на катоде ($1 - 3 \text{ А/см}^2$), поскольку она способствует ассоциации водорода в молекулы и возвращению их в расплав конвекционным потоком, что ухудшает дегазацию сплава [2].

1.4 Рафинирование алюминиевых сплавов методом вакуумирования

Так как в этой работе изучается эффект дегазации под воздействием вакуума, этот метод рассматривается подробнее, чем вышеописанные и вынесен отдельным пунктом.

Наиболее совершенным способом получения качественных отливок является плавка и заливка в вакууме. При этих условиях обеспечивается удаление газов и других примесей из жидкого сплава быстро и наиболее полно. Такой очистки сплава при атмосферном давлении достичь не удаётся [3].

1.4.1 Параметры, влияющие на процесс вакуумной дегазации

Основные переменные параметры, определяющие течение процесса вакуумного рафинирования и степень его завершения, это величина

остаточного давления, температура расплавов, продолжительность процесса, глубина ванны, неупорядоченные и упорядоченные явления массообмена в объеме ванны, поверхностные явления на границе металл – газ. Конечные результаты обработки расплавов в вакууме и ее эффективность определяются влиянием этих переменных.

Анализ экспериментальных данных по рафинированию в вакууме литейных сплавов позволил сделать вывод, что рафинирование в интервале остаточных давлений 20 – 0,1 мм рт. ст. при продолжительности процесса до 30-ти минут обеспечивает значительное снижение содержания газообразных неметаллических включений в сплаве. Эффективность вакуумирования возрастает при снижении остаточного давления, наименьшее остаточное давление равное 0,1 мм рт. ст. позволяет получить наилучшие результаты [2].

Вакуумированием достигается различная степень очистки расплавов от твердых неметаллических включений в зависимости от исходного содержания водорода, чем оно выше, тем меньше остается в ванне окислов, т. е. интенсивнее и в большем по глубине слое идет процесс пузырькового кипения, сопровождающийся выделением на поверхность расплава комплексов пузырек – твердое неметаллическое включение.

При исходном содержании водорода $0,55 \text{ см}^3 / 100 \text{ г}$ после вакуумирования содержание окислов снижается в 1,5 – 2,5 раза от первоначального. При исходном содержании водорода в пределах 0,35 – 0,4 $\text{см}^3 / 100 \text{ г}$ (минимально возможная величина, отмеченная при проведении исследования) содержание окислов снижается в 1,3 раза. В интервале давлений 0,1 – 10 мм рт. ст. обеспечивается практически независимо от исходного содержания водорода остаточное от 0,07 до 0,14 $\text{см}^3 / 100 \text{ г}$.

Остаточные содержания водорода в основном определяются величиной разрежения и продолжительностью процесса и в исследованном диапазоне температур практически не зависят от температуры. Степень извлечения окислов из ванны определяется при прочих равных условиях

(величина разрежения и продолжительность процесса) температурой сплава. Наиболее существенно возрастает очистка от твердых включений в интервале температур 730 – 750 °С.

В вакуумных печах и камерах без перемешивания перераспределение комплексов водород-твердая неметаллическая частица между донными и поверхностными слоями в ванне осуществляется посредством незначительного по интенсивности массообмена, вызванного конвекцией и перемешиванием при пузырьковом кипении. Поэтому эффект дегазации алюминиевых сплавов, в емкостях большого объема с большой глубиной ванны, без перемешивания сравнительно невелик. В этих условиях основным способом перемещения водорода в расплаве является конвективная диффузия и она определяет скорость процесса дегазации. Это подтверждается значительным возрастанием степени дегазации при уменьшении глубины ванны [2].

1.4.2 Оборудование и способы вакуумного рафинирования

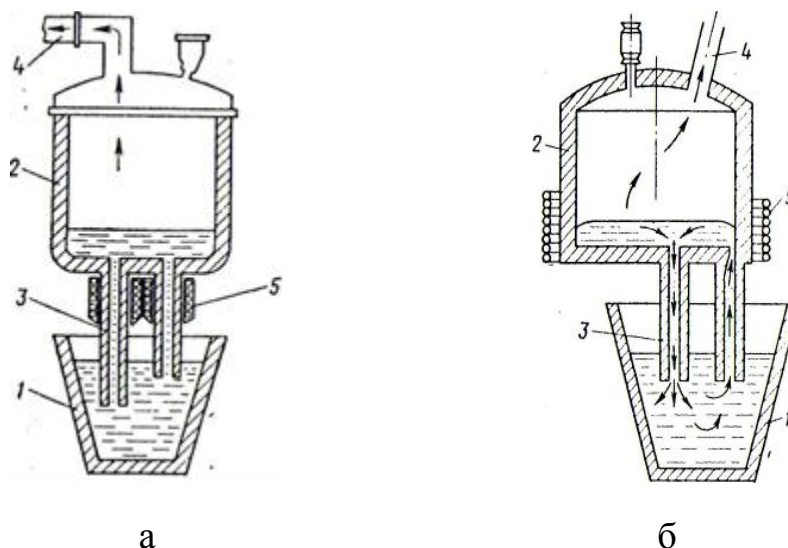
На данный момент существует большое разнообразие способов и установок для осуществления вакуумного рафинирования сплавов различных металлов. Способ вакуумной обработки алюминиевых сплавов включающий заливку нагретого расплава в печь, создание в печи вакуума, выдержку расплава в вакууме в течение 45 – 90 минут в интервале температур выше точки ликвидуса на 15 – 30 °С при остаточном давлении $1,33 \cdot 10^2$ – $18,62 \cdot 10^2$ Па [11]. Другой способ заключается в том, что расплав вакуумируют в цилиндрической емкости с вертикальной осью с введением инертного газа 0,1 – 50 кг/т вводят инертный газ в периферийную зону ванны емкости, а отводят в точке, расположенной относительно точки подачи газа по прямой, образующей с диаметром емкости, проходящим через точку подачи газа, угол 30 – 70° [12]. Помимо приведенных, есть множество других способов.

В последнее время вакуумирование металла в миксерах и печах начинает уступать место более прогрессивным способам вакуумирования

металла в потоке. Стремление обойтись без громоздких вакуумных камер и сократить необходимую производительность вакуумных насосов привело к созданию способа вакуумирования алюминиевого расплава при его циркуляции через вакуумную камеру. Над ковшом устанавливается вакуум-камера с двумя патрубками, погруженными под уровень металла в ковше.

Такая вакуумная камера (рисунок 1.5, б) имеет в нижней части две футерованные трубы, одна из которых совпадает с вертикальной осью ванны, а вторая – вертикальная или слегка наклонная – присоединена к сосуду у его периферии. В вакуум – камере создается остаточное давление и по трубопроводу в патрубок вакуум – камеры подается инертный газ (аргон) под давлением. Под действием атмосферного давления металл поднимается по трубам, соединяющим вакуумную камеру с ванной металла в ковше или печи, где производится вакуумирование. Циркуляция металла через вакуумную камеру обеспечивается за счет подачи инертного газа в один из трубопроводов, в котором при этом получается эффект эрлифта и происходит подъём жидкого металла.

Также существует другая конструкция установки, включающая в себя индуктор. Когда трубы погружены в жидкий металл, создание в сосуде вакуума обуславливает подъём металла до уровня индуктора, окружающего огнеупорную футеровку в нижней части боковых стенок сосуда. Подвод напряжения к индуктору вызывает, с одной стороны, появление электрического тока в металле и соответствующего его нагрева и, с другой, создает электромагнитную силу, обуславливающую различие уровней металла в центральной части и на периферии сосуда. Создающаяся в результате этого разница давлений у отверстий двух труб вызывает подъём металла по боковой трубе и опускание его по центральной. Уровень металла в верхней части циркуляционной системы – вакуумной камере, определяется глубиной вакуума и является стабильным, излишек металла в ней сливается по другой ветви контура обратно в ковш.



а – процесс Thermo-Flow; б – процесс Dynatherm; 1 – ковш; 2 – вакуумная камера; 3 – хобот вакуумной камеры; 4 – трубопровод к вакуумному насосу; 5 – индуктор

Рисунок 1.5 – Способы вакуумирования жидкого расплава алюминия

Такой способ вакуумирования жидкого алюминия разрабатывался фирмой Ортей в Булони (Франция).

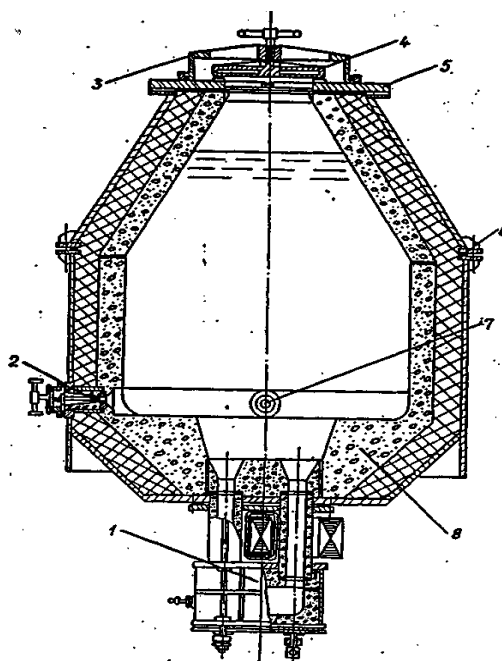
М. Г. Резин и Я. Д. Дробинин в 1959 г. предложили заменить эрлифт в одной из ветвей установки индукционным насосом. Такое решение, по-видимому, также снимает её основные недостатки. Имеются сообщения о использовании такого решения фирмой Латроб Стил Ко. (США). На рисунке 1.5 (а) представлена схема установки Thermo-Flow, вертикальные каналы – «хоботы» которой снабжены индукторами бегущего магнитного поля, одновременно осуществляющего перемещение и подогрев жидкого металла.

Перед проведением процесса вакуумирования осуществляют раскисление металла и шлака в ковше до получения содержания свободного растворенного кислорода в металле не более 3 ppm. Затем наводят высокоосновной покровный шлак и производят десульфурацию металла до содержания серы не более 20 ppm. Далее осуществляют вакуумирование металла продолжительностью 20 – 22 мин при разрежении не более 2,0 мбар с расходом аргона в патрубке вакуум-камеры 4,2 – 5,6 л/(мин·т). Использование этого способа обеспечивает

снижение выхода брака и расширение марочного сортамента выплавляемого металла [3, 13].

Эффективными агрегатами для рафинирования алюминиевых расплавов могут быть индукционные вакуумные агрегаты типа ИАКМВ (рисунок 1.6), например, ёмкостью 25 или 80 тонн, которые успешно используются на ОАО «Красноярский металлургический завод» (г. Красноярск). В них нагрев металла и интенсификация тепломассообменных процессов в расплаве реализуется с использованием индукционной единицы, а рафинирование осуществляется при помощи дегазации путём создания глубокого вакуума. За время эксплуатации такие агрегаты зарекомендовали себя, как высокоэффективные и экономичные устройства и успешно применяются с 1986 г. до настоящего времени. Одним из существенных недостатков индукционных вакуумных миксеров на основе индукционных единиц является постоянное движение металла в ванне вакуумного миксера, вызванное работой индукционной единицы, что затрудняет отстой расплава перед литьём. Однако, установка перед литейной машиной блока с пенокерамическим фильтром решает проблему удаления из расплава механических взвесей и включений.

Загрузка (заливка) расплава из плавильной печи в вакуумный миксер производится также при достаточно глубоком разрежении, что способствует удалению водорода ещё на стадии перелива металла (вакуумирование струи расплава) в течение 25 – 30 мин [3].



1 – отъёмная индукционная единица ИЕ; 2 – лётка; 3 – траверса крепления крышки миксера; 4 – водоохлаждаемая крышка; 5 – обрамление; 6 – вакуумное уплотнение; 7 – лётка; 8 – футеровка.

Рисунок 1.6 – Вакуумный миксер типа ИАКМВ – 25

Следующий способ подразумевает рафинирование расплава в транспортном ковше перед заливкой металла в разливочные миксеры. Способ включает подачу флюса и перемешивание расплава. Перемешивание проводят путем воздействия на расплав бегущим электромагнитным полем непрерывно или повторно – кратковременно, создаваемым источниками электромагнитного поля с переменной направления движения электромагнитного поля. Флюс подают в расплав под зеркало металла. Воздействие на расплав осуществляют бегущим электромагнитным полем, создаваемым источником электромагнитного поля, установленным вплотную к наружной стенке транспортного ковша, таким образом, что центральная ось источника электромагнитного поля совпадает с геометрическим центром расплава в транспортном ковше. Обеспечивается возможность рафинирования в автоматическом режиме с минимальными затратами времени, электроэнергии и расходуемых материалов [6]. На рисунке 1.7 представлена установка для рафинирования металла описанным способом.

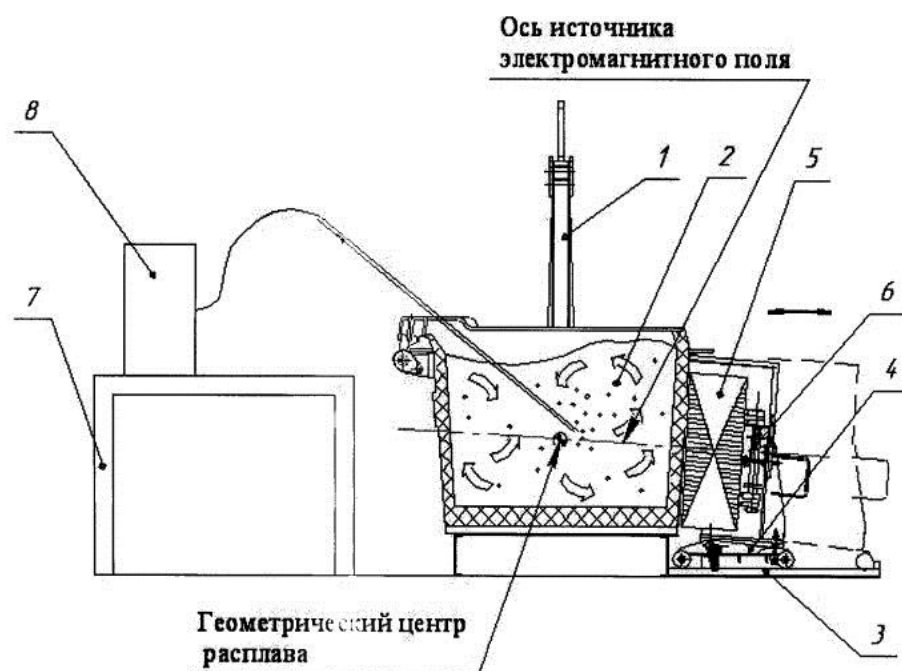


Рисунок 1.7 – Установка для дегазации расплава в транспортном ковше

1.4.3 Физика процесса вакуумного рафинирования

Основным газом, растворяющимся в алюминии и сплавах на его основе, является водород. Термодинамические пределы растворимости водорода в алюминии можно оценить на основе анализа процесса перехода водорода из газовой фазы в металл. Растворение водорода в жидком алюминии описывается следующей реакцией:



Он может удаляться лишь при определенном избытке в металле против равновесной концентрации. Поэтому перед проектированием установки необходимо рассмотреть равновесные соотношения в системе металл – газ. Но в практических условиях плавки и литья алюминия приходится иметь дело не с двойной, а с более сложной системой: металл – водород – водяной пар – окисел. При повышенных температурах алюминий энергично взаимодействует с водяным паром. При этом в случае взаимодействия с расплавом может протекать следующая реакция:



Используя теоретические формулы при расчете равновесной концентрации, стандартное изменение свободной энергии в системе, при 700 °С $\Delta F^\circ = 86474$ кал, при этом константа равновесия при парциальном давлении паров воды $p_{\text{H}_2\text{O}} = 10^{-2}$ ат, что соответствует концентрации водорода равной $3,2 \cdot 10^5$ см³/100 г.

На практике не получаются столь большие концентрации водорода в алюминии. Это означает, что, несмотря на высокие значения константы равновесия, реакция не развивается в значительных масштабах, так как образующийся окисный слой тормозит дальнейшее окисление металла, делая кинетические условия более важными, чем термодинамические.

С термодинамической точки зрения процесс дегазации алюминия и его сплавов в вакууме можно объяснить тем, что в этих условиях нарушается равновесие в системе металл – водород из-за уменьшения парциального давления паров воды, приводящее к удалению избытка растворенного водорода.

Влияние температуры и давления на результаты процесса вакуумной обработки легко установить, применяя принцип Ле–Шателье. Так как растворение водорода в алюминии и его сплавах идет с поглощением тепла, то повышение температуры в процессе вакуумной обработки должно препятствовать выделению газообразного водорода и вызывать смещение равновесия в сторону более высоких концентраций водорода в расплаве. Снижение остаточного давления должно благоприятствовать процессу дегазации, сопровождающемуся образованием вещества (газа), занимающего в данных условиях больший объем. Здесь же уместно отметить, что при протекании приведенных выше реакций в условиях вакуума изменение свободной энергии их можно выразить уравнением:

$$\Delta F = \Delta F^\circ + RT \ln \Pi = -RT \ln k_p + RT \ln \Pi, \quad (1.4)$$

где $RT\ln(\Pi)$ – поправка на отклонение от стандартного состояния водорода или паров воды;

ΔF° - стандартное изменение свободной энергии в системе.

В уравнении (1.4) величина Π выражается теми же величинами, что и константа равновесия, но в нее входят фактические парциальные давления и активности реагирующих веществ:

$$\Pi_{(A)} = \frac{a_{H_2}^2}{p_{H_2}}; \quad \Pi_{(B)} = \frac{a_{H_2}^2}{p_{H_2}^{3/2}}. \quad (1.5)$$

Как следует из выражений (1.5), уменьшение парциального давления водорода или паров воды в системе будет приводить к увеличению величины Π . Значение ΔF будет более положительным, чем ΔF° , и при достаточно больших значениях члена $RT \cdot \ln(\Pi)$ реакции «А» (1.2), и «В» (1.3) не будут иметь тенденции к самопроизвольному протеканию в прямом направлении, т. е. начнется дегазация расплава.

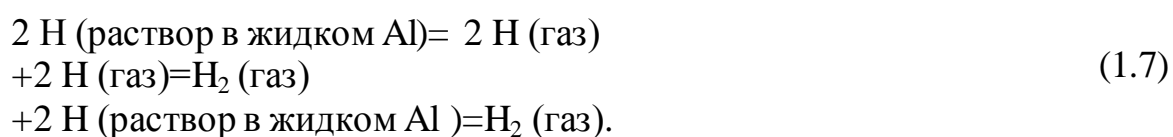
Чем меньше остаточное давление (следовательно, и парциальные давления p_{H_2} и p_{H_2O}), тем более низкая равновесная концентрация водорода в металле может быть достигнута. На практике в установках для обработки больших масс алюминиевых сплавов, как правило, не удастся обеспечить остаточное давление меньше 0,5 – 1 мм рт. ст. С термодинамической точки зрения для эффективной дегазации алюминиевых сплавов. Например, в случае парциального давления паров воды в воздухе 30 мм рт. ст. натекание через неплотности (т.е., химический состав атмосферы в вакуумной камере эквивалентен химическому составу внешней среды) создаст в рабочем пространстве вакуумной камеры при разрежении 1 мм рт. ст. парциальное давление водяных паров составит, мм рт. ст.:

$$p_{H_2O} = 30 \frac{1}{760} \approx 4 \cdot 10^{-2}. \quad (1.6)$$

Этому давлению при 700°C будет соответствовать равновесная концентрация водорода в алюминии, приблизительно равная $0,01 \text{ см}^3/100 \text{ г}$. Расчеты показывают, что при максимальной влажности атмосферного воздуха для достижения остаточных концентраций водорода, равных $0,1 \text{ см}^3/100 \text{ г}$, с термодинамической точки зрения достаточно в процессе вакуумной обработки поддерживать остаточное давление для алюминия порядка 100 мм рт. ст. и для алюминиевых сплавов $40 - 70 \text{ мм рт. ст.}$

Конечные результаты вакуумной обработки, как и всякого реального процесса, зависят не столько от термодинамических, сколько от кинетических характеристик процесса.

В условиях вакуума, в том случае, когда равновесие в системе газовая фаза – металл нарушено, в расплавленном алюминии или его сплаве протекают реакция «С» (1.7), противоположная по своему направлению реакции (1.3):



Современные представления о процессе удаления водорода из расплава состоят в следующем. Водород может удаляться через поверхность раздела, перемещаясь к ней путем конвективной диффузии, а также за счет образования, роста и всплывания газообразных пузырьков. Поэтому характер протекания реакции «С» (1.7) в зависимости от конкретных условий может быть различен.

Рассматриваемый процесс можно разложить на ряд, последовательных кинетических стадий. В случае пузырькового выделения, имеющего место до момента времени t_1 , этими стадиями будут:

1. Образование зародыша пузырька.
2. Массоперенос водорода к образовавшимся поверхностям раздела газ – металл внутри ванны.
3. Переход атомов газа через границу раздела и накопление в адсорбированном слое у поверхности металла с последующей молизацией.

4. Диффузия молекул водорода из адсорбированного слоя внутри пузырька.

5. Удаление водорода из ванны посредством всплывания газовой фазы.

В период диффузионного выделения массоперенос водорода осуществляется по направлению к поверхности ванны, единственной в этом случае границе раздела газ – металл. Удаление молекул водорода от поверхности металла происходит в результате диффузии, ускоряемой в реальных условиях с помощью откачки вакуумными насосами.

Скорость процесса определяется и лимитируется скоростью наиболее медленной стадии. Так, если какая-либо из скоростей v_i значительно меньше других, то остальными значениями – можно пренебречь и тогда: $v=v_i$.

Рассмотрев приведенные выше кинетические стадии процесса дегазации, можно заключить, что как при пузырьковом выделении, так и при диффузионном можно различить три элементарные стадии, связанные с массопереносом водорода: перенос водорода в металле, перенос водорода через границу раздела фаз и перенос водорода в газовой фазе. Влияние этих стадий на кинетику процесса может быть различным.

Математическое описание процесса массопереноса газа через поверхность раздела фаз выполнено для случая дегазации в вакууме жидкой стали Т. Клаусом. Но оно может быть использовано и для анализа процесса дегазации алюминиевых сплавов. В соответствии с предложенной моделью количество водорода, перенесенное за время dt из области с концентрацией $C_{\text{ж}}$ к поверхности раздела фаз металл – газ, пропорционально величине поверхности раздела A и разности концентраций $(C_{\text{ж}} - C_{\text{ж.г}})$:

$$dG = A\beta_{\text{ж}}(C_{\text{ж}} - C_{\text{ж.г}})dt, \quad (1.8)$$

где dG – количество молей водорода;

$\beta_{\text{ж}}$ – коэффициент массопереноса водорода в металле, см/с.

Перенос водорода вызывает снижение концентрации газа в объеме металла $V_{\text{ж}}$ на величину $-dC_{\text{ж}}$. Поэтому:

$$dG = -V_{\text{ж}} dC_{\text{ж}}. \quad (1.9)$$

Тогда подставив (1.9) в (1.8), получим:

$$-V_{\text{ж}} dC_{\text{ж}} = A\beta_{\text{ж}} (C_{\text{ж}} - C_{\text{ж.Г.}}) dt. \quad (1.10)$$

Аналогично можно показать, что перенос водорода от границы раздела в газовой фазе описывается уравнением:

$$-V_{\text{ж}} dC_{\text{ж}} = A\beta_{\text{г}} (C_{\text{ж.Г.}} - C_{\text{г}}) dt, \quad (1.11)$$

где $\beta_{\text{г}}$ – коэффициент массопереноса водорода в газовой фазе, см/с.

Перенос водорода из расплава собственно через границу раздела фаз является результатом двух противоположных, одновременно протекающих процессов десорбции и адсорбции газа. Константы реакций этих процессов неодинаковы. Поэтому суммарный процесс может быть описан уравнением:

$$-V_{\text{ж}} dC_{\text{ж}} = A(K_{\text{д}} C_{\text{ж.Г.}} - K_{\text{а}} C_{\text{ж.Г.}}) dt, \quad (1.12)$$

где $K_{\text{д}}$ – константа процесса десорбции;

$K_{\text{а}}$ – константа процесса адсорбции.

Отношение констант процессов адсорбции и десорбции в условиях гетерогенного равновесия в системе металл – газ равно отношению равновесных концентрации газа в металле и газовой фазе и характеризуется коэффициентом распределения L :

$$\frac{K_{\text{а}}}{K_{\text{д}}} = \left(\frac{C_{\text{ж}}}{C_{\text{г}}} \right)_{\text{РАВНОВ}} = L. \quad (1.13)$$

Этот коэффициент в случае гетерогенного равновесия системы металл – газ связан с константой Сивертса k [% (по массе)²/ат] следующим соотношением:

$$L = \frac{k\gamma RT}{100Mf^2C_p}, \quad (1.14)$$

где M – молекулярная масса газа;

f – коэффициент активности газа в металле;

C_p – концентрация газа в металле в случае равновесия с газовой фазой, % (по массе);

γ – плотность, г/см³;

R – газовая постоянная.

Решая совместно уравнения (1.10) – (1.12), получаем дифференциальное уравнение, описывающее общий ход процесса дегазации металла:

$$-V_{\text{ж}} dC_{\text{ж}} = A\beta(C_{\text{ж}} - LC_{\Gamma}) dt. \quad (1.15)$$

В этом уравнении коэффициент β является суммарным коэффициентом массопереноса всего процесса дегазации и может быть определен из выражения:

$$\frac{1}{\beta} = \frac{1}{\beta_{\text{ж}}} + \frac{1}{K_{\text{д}}} + \frac{1}{\beta_{\Gamma}}. \quad (1.16)$$

Суммарное сопротивление ходу дегазации складывается из сопротивления переносу газа в металле, сопротивления переходу его через поверхность раздела фаз и сопротивления переноса газа от поверхности раздела фаз в газовую фазу. Поэтому процесс дегазации металла в вакууме будет идти тем интенсивнее, чем больше величины $\beta_{\text{ж}}$, $K_{\text{д}}$ и β_{Γ} и чем меньше величина L .

Значения этих величин при данной температуре зависят от свойств газа и металла, а также от характера движения и состояния металлической и газовой фазы.

В соответствии с уравнением (1.15) скорость газоудаления, измеряемая изменением концентрации газа в металле во времени $dC_{\text{ж}}/dt$ при данной температуре определяется суммарным коэффициентом массопереноса β ,

разностью между текущей концентрацией газа в металле и концентрацией, находящейся в равновесии с концентрацией газа в газовой фазе, а также степенью развития поверхности дегазации, равной отношению поверхности раздела А к объему $V_{ж}$ дегазируемого металла.

Процесс пузырькового выделения водорода должен начинаться с образования зародыша пузырька, радиус кривизны которого должен быть сразу же конечным: $r_k \neq 0$.

Необходимо отметить, что в реальном процессе дегазации область действительного пузырькового выделения будет несколько уже, так как реальные радиусы пузырьков водорода в расплаве значительно меньше величин, близких к бесконечности, что связано как с условиями их образования, так и с гидродинамическими особенностями их движения в расплаве. Поэтому в практических условиях вакуумной обработки образование и выделение пузырьков водорода будут происходить лишь в поверхностных слоях расплава. Снижение концентрации водорода в расплаве будет приводить к уменьшению глубины этих слоев вплоть до полного исключения пузырькового выделения.

Понижение остаточного давления до 1 мм рт. ст. благоприятно сказывается на расширении рассматриваемой области. Однако использование более глубокого вакуума заметного воздействия на ее увеличение не оказывает. На глубине 1 см от поверхности жидкого алюминия давление превышает 1 мм рт. ст. независимо от того, достигает ли остаточное давление 1 или 0,1 мм рт. ст.

Повышение температуры расплава, приводящее к уменьшению внутреннего давления водорода увеличивает критический радиус зародыша пузырька и тем самым затрудняет пузырьковое газовыделение.

Для анализа процесса газоудаления при вакуумной обработке можно использовать уравнение (1.15), в котором примем величину А, равную площади поверхности ванны, и величину $V_{ж}$, равную объему ванны. В этом случае произведение LC_T в данном уравнении будет равно концентрации водорода в

металле C_p , находящейся в равновесии с газовой фазой над расплавом. Если допустить, что условия откачки газа вакуумными насосами таковы, что эта концентрация $C_p = \text{const}$, то:

$$\ln(C_{\text{ж}} - C_p) = -\frac{A\beta}{V_{\text{ж}}} t + c_1. \quad (1.17)$$

Для времени $t = 0$ концентрация $C_{\text{ж}}$ равна исходной концентрации $C_{\text{ж_исх}}$. Тогда постоянная интегрирования $C_1 = \ln(C_{\text{ж_исх}} - C_p)$. В результате преобразований получаем уравнение:

$$2,3 \lg\left(\frac{C_{\text{ж}} - C_p}{C_{\text{ж_исх}} - C_p}\right) = -\beta \frac{A}{V_{\text{ж}}} t. \quad (1.18)$$

Уравнение (1.18) может быть использовано при обработке экспериментальных данных для определения по известным текущим значениям концентрации величины коэффициента массопереноса β . При известных значениях A и $V_{\text{ж}}$ коэффициент массопереноса будет численно равен тангенсу угла наклона прямой линии, описывающей процесс дегазации, в координатах:

$$\lg\left(\frac{C_{\text{ж}} - C_p}{C_{\text{ж_исх}} - C_p}\right) - t. \quad (1.19)$$

С точки зрения практики важно рассмотреть влияние скорости откачки газа вакуумными насосами на скорость дегазации металла. Если принять быстроту откачки газа постоянной, то материальный баланс водорода для рабочего пространства устройства для вакуумной обработки может быть записан в следующем виде:

$$-V_{\text{ж}} dC_{\text{ж}} = v_{\text{н}} C_{\text{г}} dt + V_{\text{г}} dC_{\text{г}}. \quad (1.20)$$

Совместное решение уравнений (1.15) и (1.20) позволяет определить ход течения дегазации в зависимости от значений различных параметров, оказывающих влияние на кинетику газоудаления.

В начальный момент времени, когда $t = 0$, концентрация газа в металле $C_{\text{ж}} = C_{\text{ж_исх}}$ и концентрация газа в атмосфере над расплавом $C_{\text{г}} = 0$. При выдержке расплава в условиях вакуума концентрация растворенного газа снижается. Дегазация протекает наиболее быстро, когда скорость откачки $v_{\text{н}}$ велика, и в любой момент времени в атмосфере рабочего пространства устройства для вакуумной дегазации концентрация газа $C_{\text{г}} \rightarrow 0$. В этом случае изменение концентрации газа в металле по ходу дегазации описывается уравнением, которое получают путем интегрирования уравнения (1.15) при значении $C_{\text{г}} = 0$:

$$C_{\text{ж}} = C_{\text{ж_исх}} \cdot e^{\frac{-t\beta A}{V_{\text{ж}}}}. \quad (1.21)$$

Однако если быстрота откачки – конечная величина, то темп дегазации оказывается менее значительным.

Высокие степени дегазации расплава и скорость протекания реакции в процессе вакуумной обработки будут достигнуты в том случае, если

$$t \gg \frac{\beta A}{V_{\text{ж}}} \gg \frac{V_{\text{г}}}{v_{\text{н}}}. \quad (1.22)$$

Это значит, что время выдержки расплавленного металла в условиях вакуума должно превосходить по величине время перемещения водорода в объеме ванны. Быстрота откачки должна выбираться такой, чтобы при данном объеме рабочего пространства время нахождения в нем выделяющегося газа было значительно меньше времени перемещения газа в объеме ванны. Из неравенства (1.22) также следует, что наиболее быстрая дегазация расплава в вакууме может быть при малых относительных глубинах его или при наличии большой поверхности раздела металл – газ. Увеличение коэффициента массопереноса водорода приводит к пропорциональному сокращению времени дегазации.

1.5 Вакуумирование в ковше, с применением МГД перемешивателя

Процессом восстановления Холла – Эру, при электролизе глинозема в расплавленном криолите получают алюминий, который оседает на дне ванны электролизера. Расплавленный металл откачивают со дна с помощью вакуумного ковша и в дальнейшем сливают раздаточный миксер, где в расплав добавляют легирующие вещества.

Процесс дегазации в условиях вакуума, созданного в ковше, при откачивании металла из электролизера, протекает малоэффективно. Так как дегазация происходит только в слое небольшой глубины, контактирующем с вакуумной средой, а массообмен протекает очень незначительно. Эффект дегазации в ковше можно существенно увеличить путем обеспечения циркуляции расплава в ковше. Это можно осуществить с помощью МГД перемешивателя. За счет созданных в расплаве электромагнитных сил, металл придет в движение и будет происходить его замещение в верхних слоях металлом из нижних. Таким образом уже на стадии транспортировки из электролизера будет произведена дегазация и очистка алюминия.

Ковш емкостью 5 тонн, в котором предполагается проводить вакуумирование представляет собой металлический кожух снаружи, выполненный из стали марки 3, толщиной 10 мм, с усиленной конструкцией дна. Внутри кожух обшит асбестовым картоном толщиной 5 мм, поверх которого располагается слой шамота. Снаружи, поверх кожуха, находится пояс, обеспечивающий конструктивную жесткость, а также служит креплением ковша для устройства его наклона. Через шарниры, пояс крепится к балке, за которую поднимают ковш с помощью крана. На верхней кромке ковша предусмотрен сливной носик. Размеры ковша приведены на его изображении на рисунке 2.1.

Необходимо рассчитать параметры МГД перемешивателя, чтобы обеспечить достаточный массообмен металла в ковше, при небольших размерах устройства так, чтоб оно помещалось по высоте ниже пояса ковша.

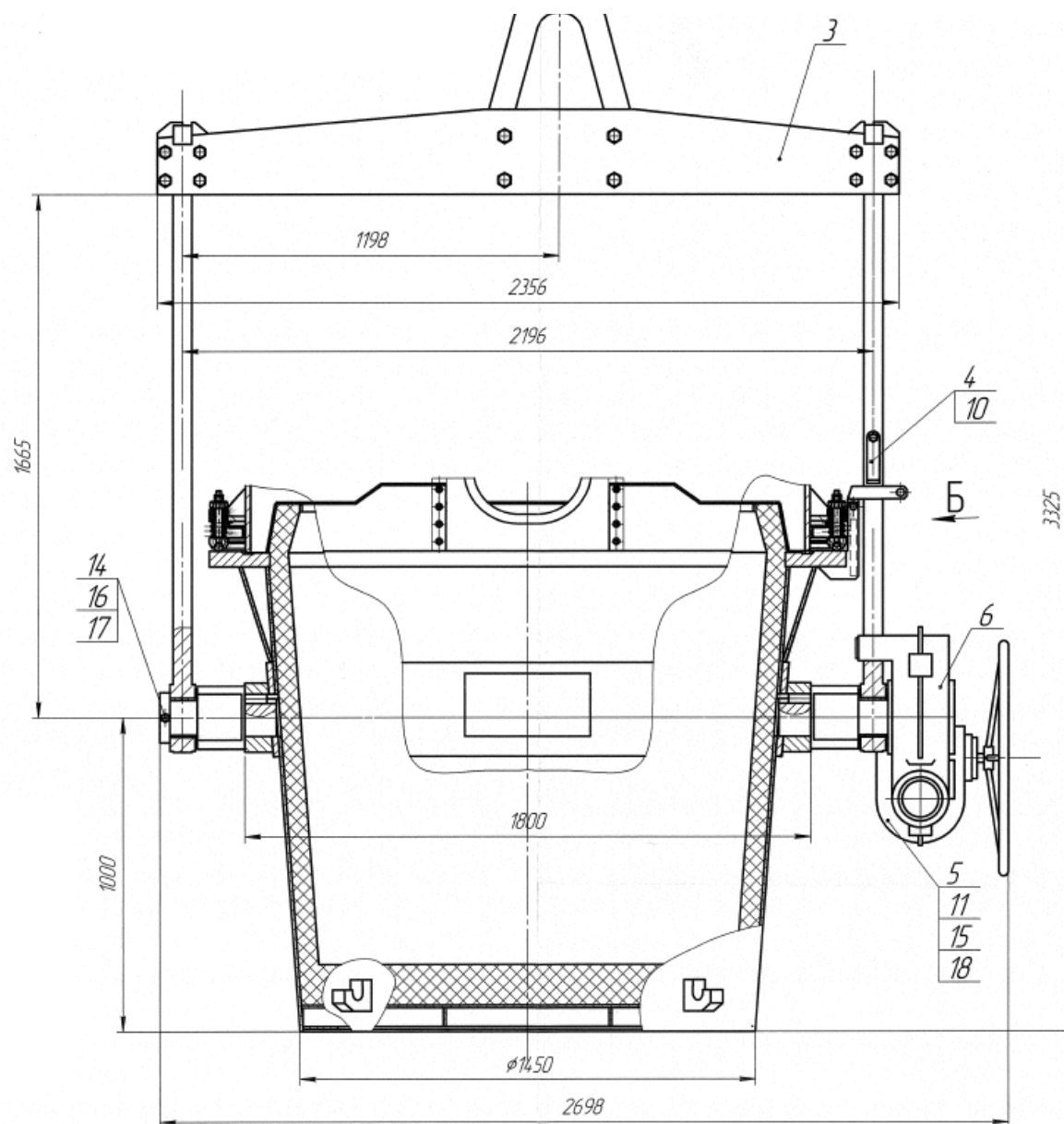


Рисунок 1.8 – Транспортный ковш для алюминиевых расплавов

2 Моделирование процесса вакуумирования алюминиевого сплава в ковше с применением МГД перемешивателя

2.1 Моделирование электромагнитных процессов при воздействии перемешивателя

Построена геометрическая модель установки для рафинирования алюминиевого сплава в ковше в программе Maxwell. Моделируемая установка состоит из: самого ковша, вакуумной крышки ковша, пояса ковша (за который он подвешан), рафинируемого сплава, МГД перемешивателя и святого духа. Модель же включает в себя тело расплава, металлический кожух ковша, магнитопровод и обмотки МГД перемешивателя и внешнюю среду – непосредственно вакуум. Получившаяся модель представлена на рисунке 2.1 (пояс изображен для более точного расположения перемешивателя)

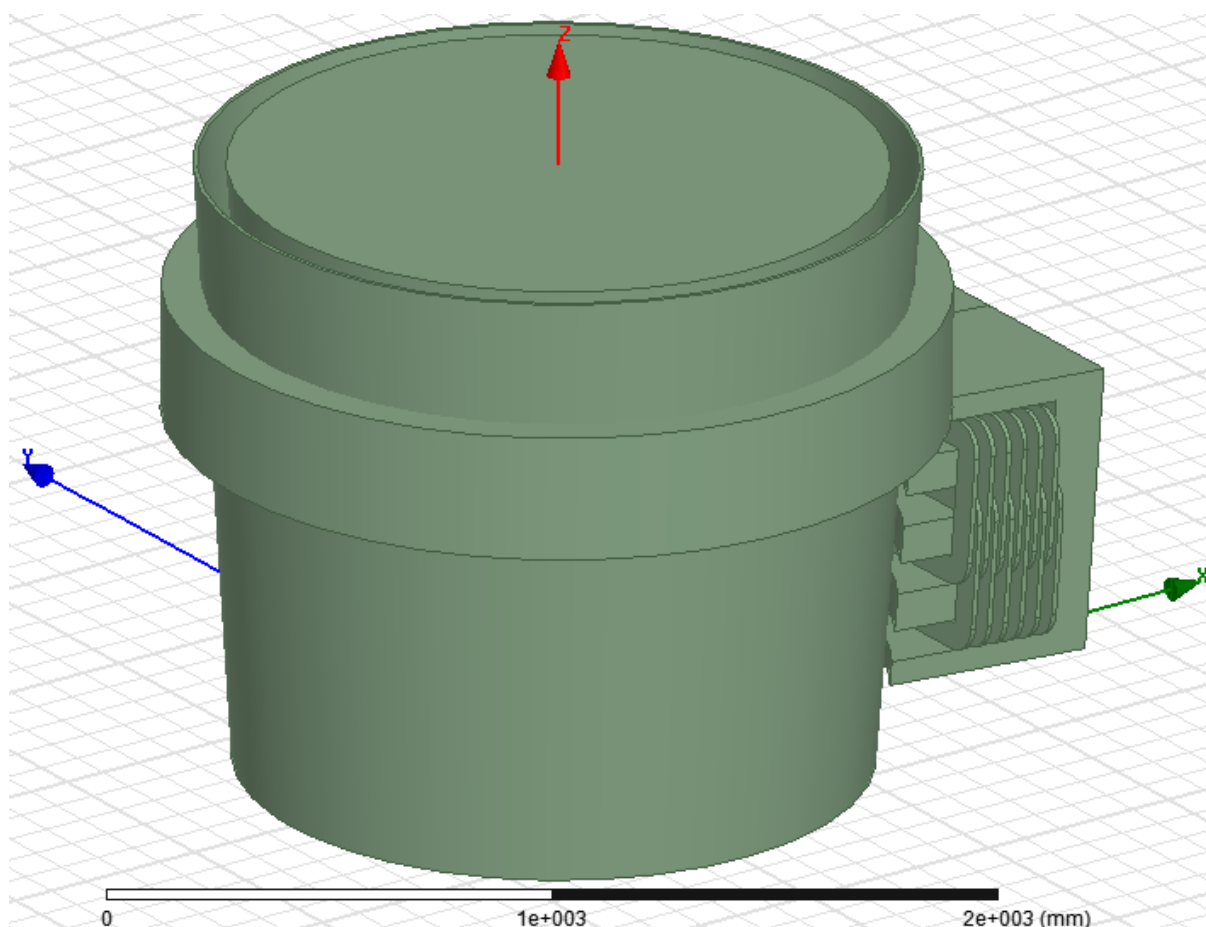


Рисунок 2.1 – Модель для расчета в Maxwell

МГД перемешиватель, смоделированный в данной установке имеет магнитопровод имеющий выемку по форме ковша со стороны обмоток для наилучшего контакта магнитного поля с расплавом. Магнитопровод имеет пять зубьев и четыре паза, в которые вложена обмотка. Обмотка перемешивателя имеет двухфазное исполнение, по 6 «пачек» на фазу, и выполнена «внахлест». Каждая «пачка» содержит в себе 34 витка обмоточного провода, имеющего сечение $12,5 \cdot 1,6 \text{ мм}^2$.

Для первоначального расчета приблизительно были подобраны некоторые физические параметры установки, такие как: частота и величина питающего тока, толщина ярма, а также величины ширины зуба и паза магнитопровода. Исходя из этих параметров подбирались размеры обмотки, а именно: размеры «пачки» обмотки, воздушные зазоры между магнитопроводом и «пачкой» и т.д. Далее при расчетах корректировались первоначально подобранные значения и были подобраны следующие значения: количество витков в «пачке», соответственно величина сечения обмоточного провода, а также количество пачек на фазу.

Также, был произведен расчет для выбора оптимальной частоты питающего тока. Величина силы тока для этого расчета выбрана такая, чтоб не происходило перенасыщения магнитопровода ($I = 62,5 \text{ А}$). Для этого был проведен расчет сил, возникающих в расплаве под воздействием МГД перемешивателя, подключенного к сети с различной частотой напряжения, изменяющейся в диапазоне от 0,1 до 1,5 Гц. Для более полного исследования возможностей этой установки расчет был повторен при обратном порядке включения в сеть. Таким образом становится возможным изучить работу установки при различном направлении сил, возникающих в расплаве. Результаты исследования (приведены в таблице 2.1) позволяют узнать оптимальные значения частоты тока, при которых силы действующие в расплаве в вертикальном направлении достигают наибольших значений. Таким образом при одном порядке фаз, силы направлены вверх и максимальное значение достигают при частоте питающего тока 0,9 Гц, при обратном порядке

фаз, силы направлены вниз и максимальны при $f = 0,6$ Гц. Также эти данные отображены графически на рисунках 2.2 (force up) и 2.3 (force down), для обоих направлений сил по-отдельности.

Таблица 2.1 –

возникающих
зависимости

f, Гц	Force UP		Force down	
	F(x)	F(z)	F(x)	F(z)
0,10	16,37	45,92	29,43	29,32
0,20	40,38	69,65	57,28	41,19
0,30	60,63	82,31	78,50	47,39
0,40	77,19	89,47	95,08	50,60
0,50	90,86	93,60	108,43	52,06
0,60	102,32	95,95	119,43	52,48
0,70	112,05	97,19	128,67	52,24
0,80	120,42	97,72	136,54	51,60
0,90	127,71	97,78	143,35	50,72
1,00	134,11	97,51	149,28	49,68
1,10	139,77	97,03	154,51	48,55
1,20	144,81	96,40	159,14	47,37
1,30	149,35	95,67	163,29	46,17
1,40	153,44	94,88	167,02	44,97
1,50	157,15	94,05	170,40	43,78

Значения

сил,

в расплаве

в

от частоты

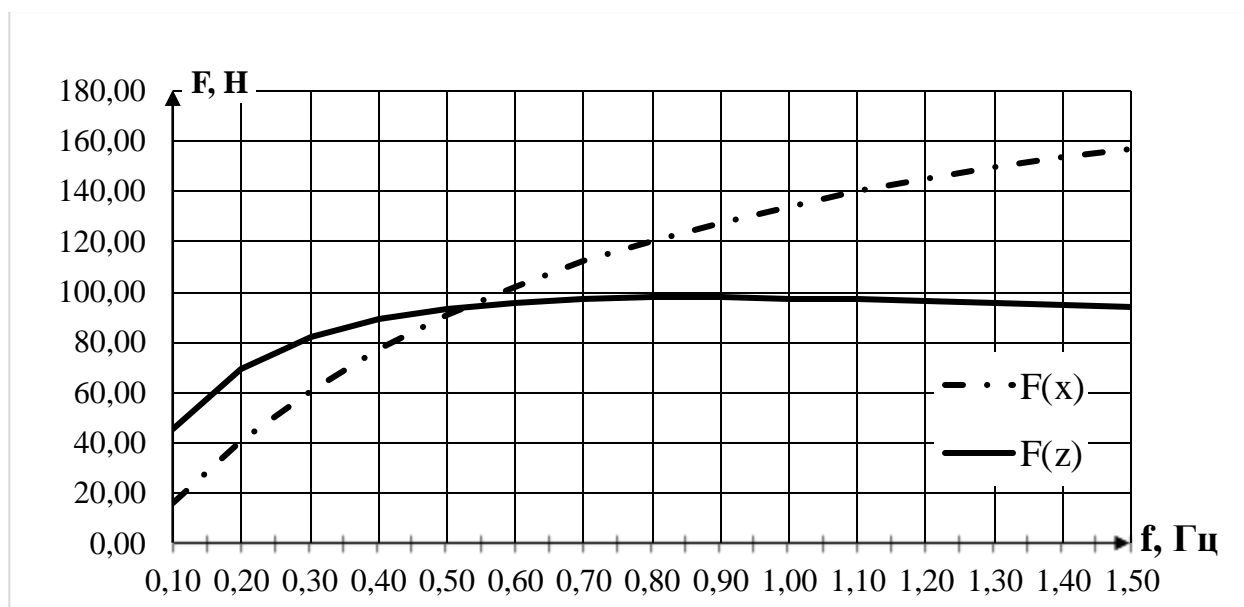


Рисунок 2.2 – График зависимости возникающих в расплаве сил от частоты питающего тока для случая, когда силы направлены вверх (force up)

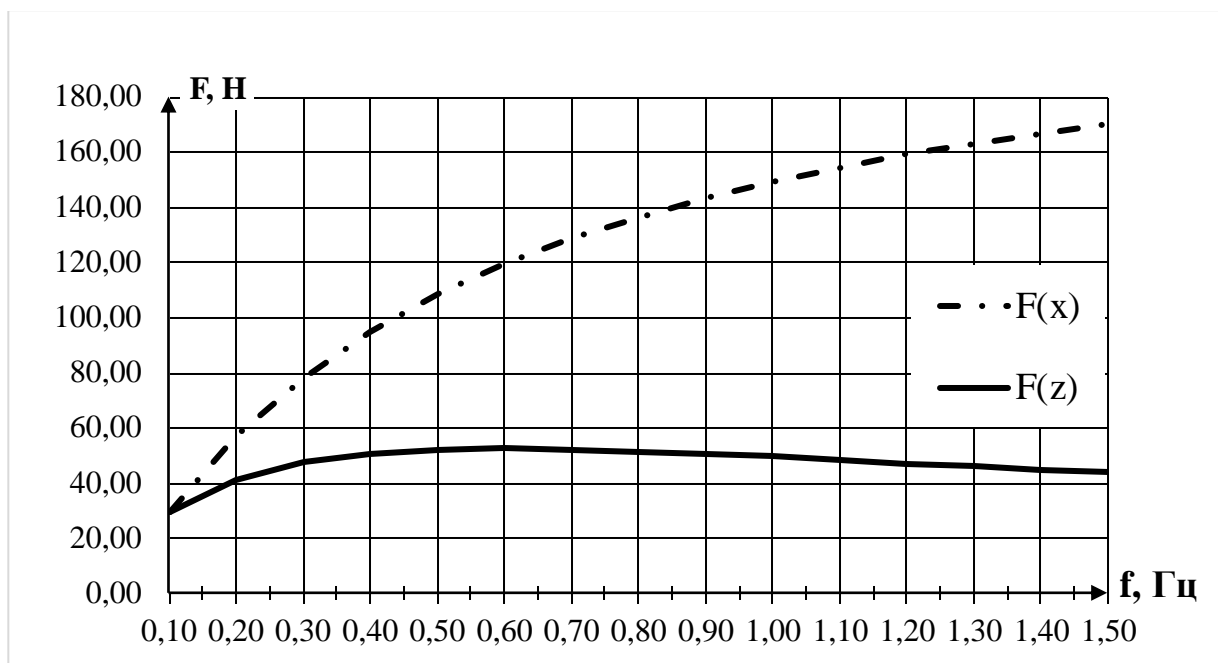


Рисунок 2.3 – График зависимости возникающих в расплаве сил от частоты питающего тока для случая, когда силы направлены вниз (force down)

Имея данные, полученные при расчете сил при разной частоте тока, представляется возможным вычислить напряжение, приходящееся на каждую из двух фаз. Таким образом можно представить графически зависимость напряжения от частоты (рисунки 2.4 и 2.5). Вычисленные значения напряжений сведены в таблице 2.2.

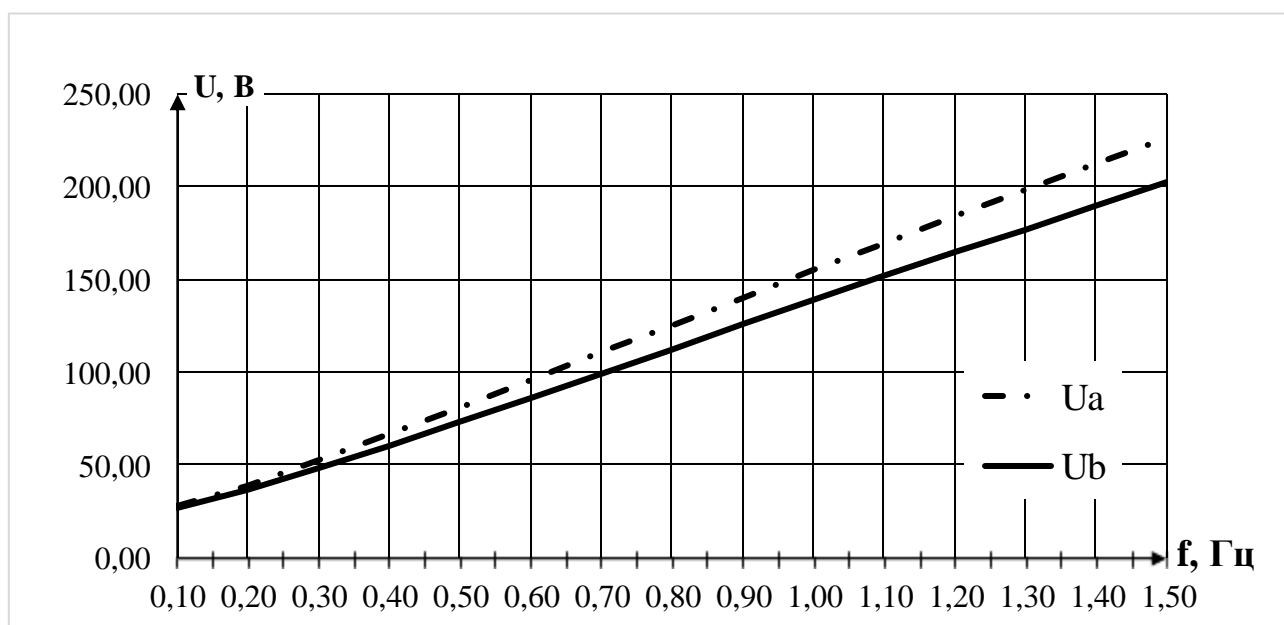


Рисунок 2.4 – Зависимость напряжения обмоток от частоты тока (force up)

Таблица 2.2 – Значения напряжений фаз при различных частотах тока

f, Гц	Force up		Force down	
	U1, В	U2, В	U1, В	U2, В
0,10	28,20	27,30	28,20	27,30
0,20	39,10	36,60	39,10	36,60
0,30	52,40	48,00	52,40	48,00
0,40	66,50	60,40	66,50	60,40
0,50	81,00	73,30	81,00	73,20
0,60	95,70	86,30	95,70	86,20
0,70	110,50	99,30	110,40	99,30
0,80	125,20	112,40	122,60	109,70
0,90	139,90	125,50	139,80	125,50
1,00	154,60	138,50	154,50	138,50
1,10	169,20	151,50	169,10	151,50
1,20	183,70	164,30	183,50	164,30
1,30	198,20	177,10	197,90	177,10
1,40	212,50	189,80	212,20	189,80
1,50	226,70	202,30	226,40	202,40

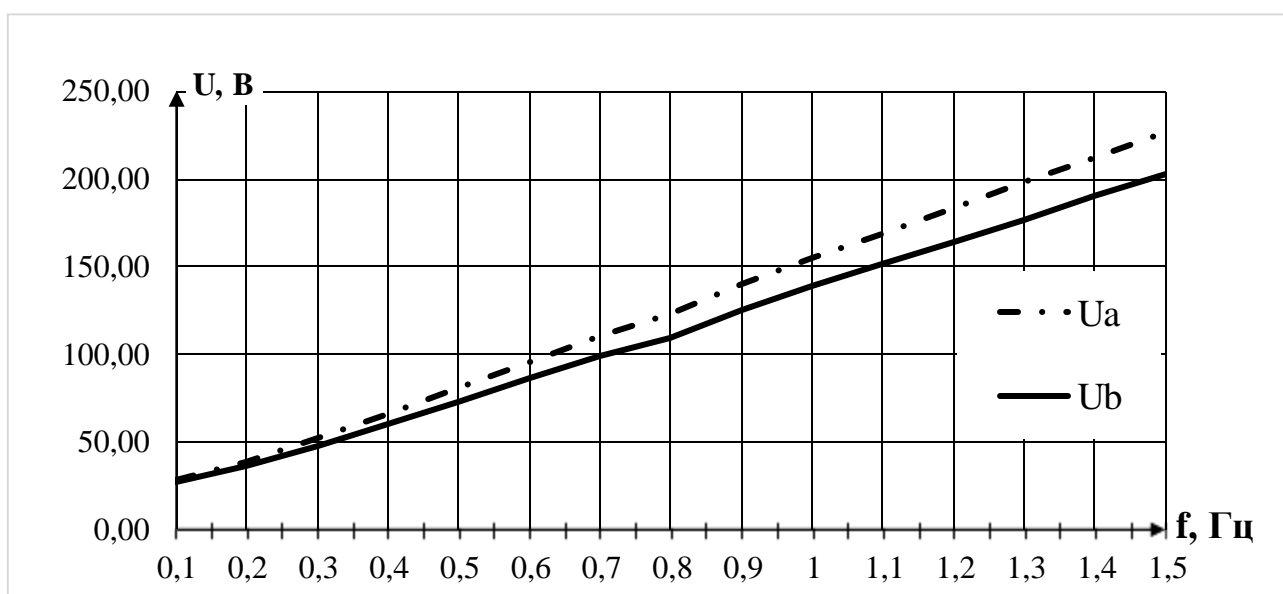


Рисунок 2.5 – Зависимость напряжения обмоток от частоты тока (force down)

Далее был проведен ряд расчетов при различных величинах питающего тока одинаковой частоты (оптимальные величины). Он нужен, чтоб определить величину тока, при которой в расплаве будут создаваться силы достаточной величины и не будет происходить перенасыщение магнитопровода. Результаты расчетов позволяют получить зависимость величин индукции в

магнитопроводе, кожухе ковша и слое металла, прилегающем к стенке ковша от величины питающего тока. С помощью нее определена величина тока, при которой установка будет работать достаточно эффективно, не перенасыщая магнитопровод. Так же при проведении расчетов были зафиксированы значения величин сил, возникающих в расплаве. В таблицах 2.3 (force up) и 2.4 (force down) приведены результаты расчета. Зависимости величин индукции и величин сил, возникающих в расплаве от силы тока представлены на рисунках 2.6, 2.7 и 2.8, 2.9 соответственно.

Таблица 2.3 – Значения величин индукции и сил, возникающих в расплаве в зависимости от величины силы тока, питающего перемешиватель (force up)

I, A	F _x , Н	F _z , Н	Вмгп;	Вмгп_max;	Вкож;	Вмет;
10,00	0,07	0,05	0,20	0,33	1,12	0,83
20,00	1,82	1,31	0,35	0,62	1,64	4,12
30,00	12,86	15,82	0,46	0,87	1,90	12,22
40,00	36,34	26,48	0,57	1,19	2,08	19,82
50,00	71,47	52,34	0,70	1,44	2,22	27,07
60,00	116,80	87,38	0,85	1,59	2,37	36,72
70,00	168,03	127,19	0,99	1,87	2,53	43,34

Таблица 2.4 – Значения величин индукции и сил, возникающих в расплаве в зависимости от величины силы тока, питающего перемешиватель (force down)

I, A	F _x , Н	F _z , Н	Вмгп;	Вмгп_max;	Вкож;	Вмет;
10,00	0,07	0,01	0,20	0,33	1,15	0,87
20,00	1,75	0,65	0,35	0,63	1,64	4,87
30,00	11,98	4,79	0,45	0,90	1,86	11,83
40,00	33,91	14,18	0,57	1,19	2,06	21,08
50,00	67,01	28,56	0,71	1,44	2,22	27,97
60,00	109,02	47,10	0,83	1,56	2,36	38,19
70,00	156,50	67,56	0,96	1,81	2,51	47,14

Данные зависимости позволяют сделать вывод, что значение тока $I = 60$ А, является оптимальным для обоих порядков фаз и таким образом, подобранные значения позволяют использовать перемешиватель с максимальной эффективностью, не перенасыщая магнитопровод выше 1,6 Тл.

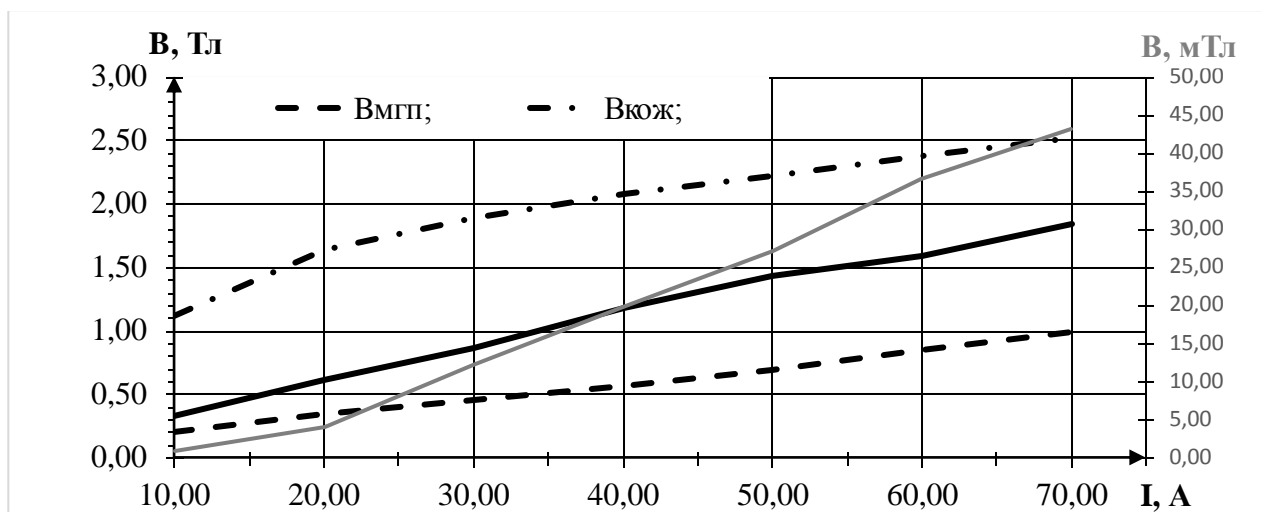


Рисунок 2.6 – Зависимость величины индукции от силы тока (force up)

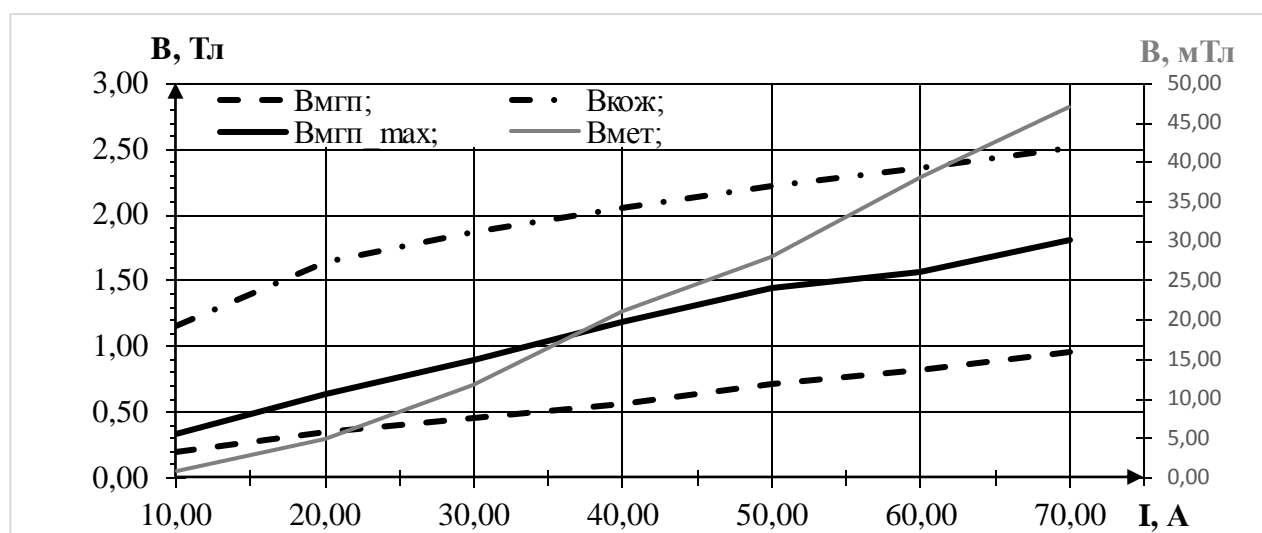


Рисунок 2.7 – Зависимость величины индукции от силы тока (force down)

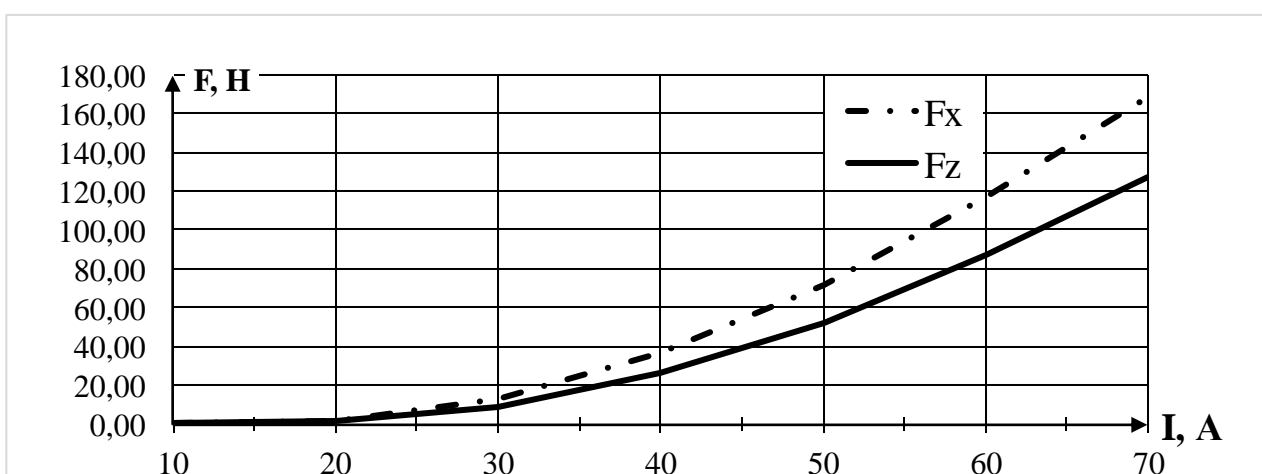


Рисунок 2.8 – Зависимость величин сил в расплаве от силы тока (force up)

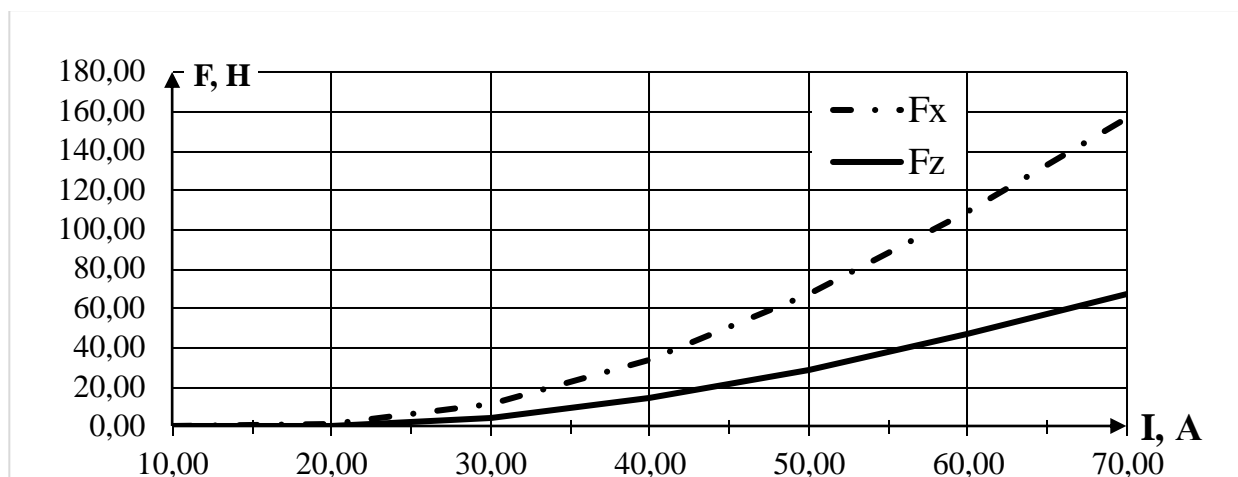


Рисунок 2.9 – Зависимость величин сил в расплаве от силы тока (force down)

Вычислив значения напряжения каждой фазы (приведены в таблице 2.5) для всех величин тока, получена вольт – амперная характеристика. Графически ВАХ представлена на рисунке 2.10 (force up) и 2.11 (force down).

Таблица 2.5 – Значения напряжений при различных величинах силы тока

I, A	Force up		Force down	
	U1, B	U2, B	U1, B	U2, B
10,00	28,60	26,50	19,60	18,00
20,00	55,10	50,10	37,60	34,10
30,00	77,40	69,80	52,70	47,70
40,00	98,20	88,20	67,00	60,40
50,00	118,40	106,00	80,90	72,70
60,00	136,90	122,90	93,70	84,40
70,00	153,00	137,80	104,80	94,90

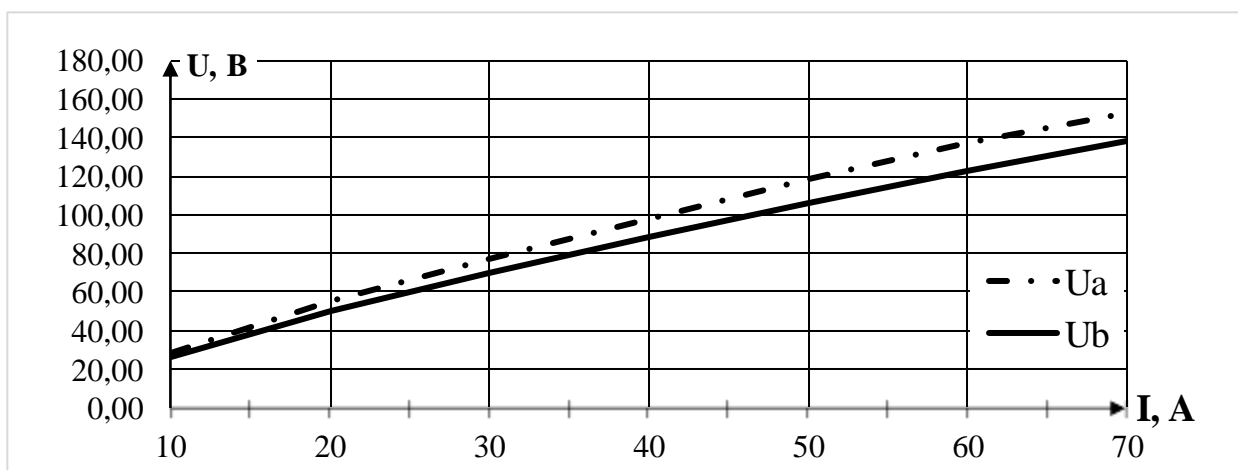


Рисунок 2.10 – ВАХ МГД перемешивателя (force up)

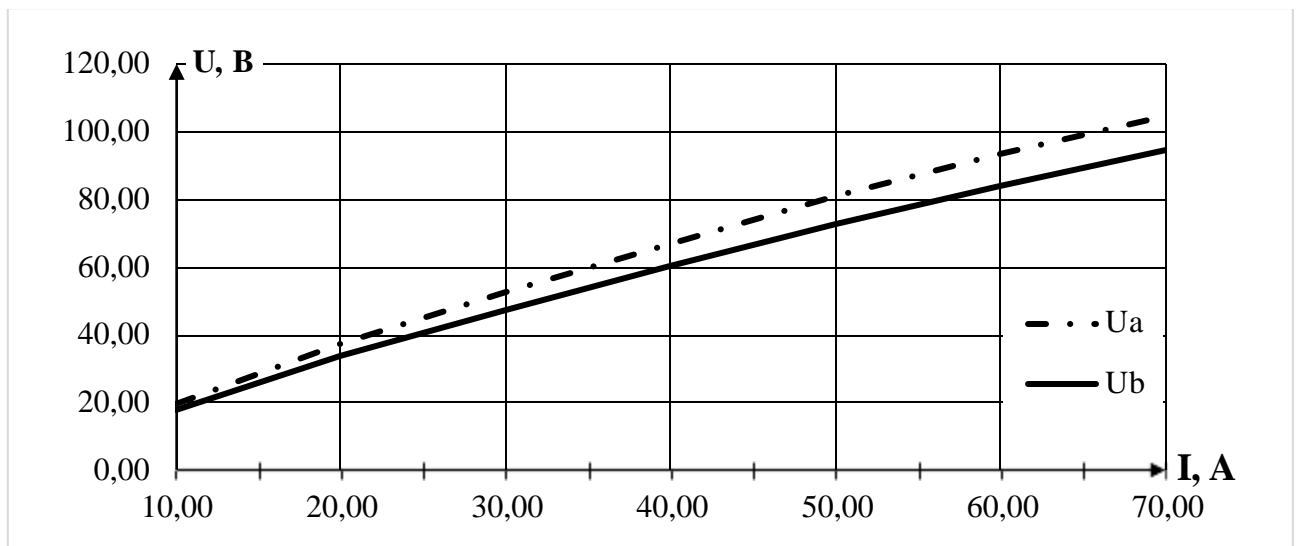


Рисунок 2.11 – ВАХ МГД перемешивателя (force down)

Из результатов расчетов так же известны такие величины как, активное R и реактивное X сопротивление цепей. Зная их, по формуле 2.1 можно вычислить величину полного сопротивления Z . Зная величины Z и R становится возможным вычислить коэффициент мощности по формуле 2.2:

$$Z = \sqrt{R^2 + X^2}, \quad (2.1)$$

$$\cos \varphi = \frac{R}{Z}. \quad (2.2)$$

Перемножением величин тока и напряжения вычисляется величина полной мощности (2.3), произведение которой с коэффициентом мощности позволяет узнать величину активной мощности (2.4):

$$S = U \cdot I, \quad (2.3)$$

$$P = S \cdot \cos \varphi. \quad (2.4)$$

Таким образом, зная величины полной и активной мощности, становится возможным вычислить величину реактивной мощности (2.5), которая является основной потребляемой мощностью:

$$Q = \sqrt{S^2 - P^2}. \quad (2.5)$$

Полученные данные вычислений выведены в таблицы (2.6.1, 2.6.2, 2.6.3 и 2.7.1, 2.7.2, 2.7.3) для каждого направления сил отдельная группа таблиц. В группе две таблицы по фазам и одна таблица с суммированными по фазам

Таблица 2.6.1 – Значения полных, активных и реактивных сопротивлений и мощностей при разных частотах тока (force up) (фаза a)

f, Гц	S _a , Вт	R _a	X _a	Z _a	cosφ _a	P _a , Вт	Q _a , Вар	S _a , Вт
0,10	1748,40	0,38	0,28	0,47	0,80	1399,95	1047,40	1748,40
0,20	2424,20	0,38	0,56	0,68	0,56	1354,08	2010,77	2424,20
0,30	3248,80	0,38	0,85	0,93	0,41	1339,68	2959,72	3248,80
0,40	4123,00	0,39	1,13	1,19	0,32	1335,60	3900,68	4123,00
0,50	5022,00	0,39	1,41	1,46	0,27	1338,03	4840,47	5022,00
0,60	5933,40	0,39	1,69	1,73	0,23	1343,99	5779,18	5933,40
0,70	6851,00	0,40	1,96	2,00	0,20	1352,33	6716,20	6851,00
0,80	7762,40	0,40	2,24	2,28	0,18	1360,81	7642,19	7762,40
0,90	8673,80	0,40	2,52	2,56	0,16	1370,95	8564,77	8673,80
1,00	9585,20	0,41	2,80	2,83	0,14	1382,67	9484,95	9585,20
1,10	10490,40	0,41	3,08	3,11	0,13	1395,05	10397,23	10490,40
1,20	11389,40	0,42	3,36	3,39	0,12	1408,20	11302,01	11389,40
1,30	12288,40	0,42	3,64	3,66	0,12	1422,97	12205,73	12288,40
1,40	13175,00	0,43	3,92	3,94	0,11	1437,87	13096,30	13175,00
1,50	14055,40	0,44	4,20	4,22	0,10	1453,64	13980,03	14055,40

Таблица 2.6.2 – Значения полных, активных и реактивных сопротивлений и мощностей при разных частотах тока (force up) (фаза b)

f, Гц	S _b , Вт	R _b	X _b	Z _b	cosφ _b	P _b , Вт	Q _b , Вар	S _b , Вт
0,10	1692,60	0,38	0,26	0,46	0,83	1400,55	950,46	1692,60
0,20	2269,20	0,38	0,51	0,64	0,60	1352,66	1821,97	2269,20
0,30	2976,00	0,38	0,77	0,86	0,45	1328,46	2663,04	2976,00
0,40	3744,80	0,38	1,02	1,09	0,35	1321,61	3503,84	3744,80
0,50	4544,60	0,39	1,27	1,33	0,29	1323,12	4347,73	4544,60
0,60	5350,60	0,39	1,53	1,58	0,25	1326,35	5183,60	5350,60
0,70	6156,60	0,39	1,78	1,82	0,22	1330,85	6011,04	6156,60
0,80	6968,80	0,40	2,03	2,07	0,19	1338,16	6839,12	6968,80
0,90	7781,00	0,40	2,29	2,32	0,17	1346,93	7663,53	7781,00
1,00	8587,00	0,41	2,54	2,57	0,16	1356,12	8479,24	8587,00
1,10	9393,00	0,41	2,79	2,82	0,15	1366,93	9293,00	9393,00
1,20	10186,60	0,42	3,04	3,07	0,14	1377,48	10093,04	10186,60
1,30	10980,20	0,42	3,30	3,32	0,13	1389,57	10891,92	10980,20
1,40	11767,60	0,43	3,55	3,57	0,12	1402,46	11683,73	11767,60
1,50	12542,60	0,43	3,80	3,82	0,11	1415,39	12462,48	12542,60

значениями мощностей. По полученным данным построены графические зависимости коэффициента мощности от частоты (рисунки 2.12 и 2.14) и всех трех видов мощностей от частоты (рисунки 2.13 и 2.15).

Таблица 2.6.3 – Просуммированные между фазами значения полной, активной и реактивной мощности (force up)

f, Гц	S, кВт	P, кВт	Q, кВар
0,10	3,44	2,80	2,00
0,20	4,69	2,71	3,83
0,30	6,22	2,67	5,62
0,40	7,87	2,66	7,40
0,50	9,57	2,66	9,19
0,60	11,28	2,67	10,96
0,70	13,01	2,68	12,73
0,80	14,73	2,70	14,48
0,90	16,45	2,72	16,23
1,00	18,17	2,74	17,96
1,10	19,88	2,76	19,69
1,20	21,58	2,79	21,40
1,30	23,27	2,81	23,10
1,40	24,94	2,84	24,78
1,50	26,60	2,87	26,44

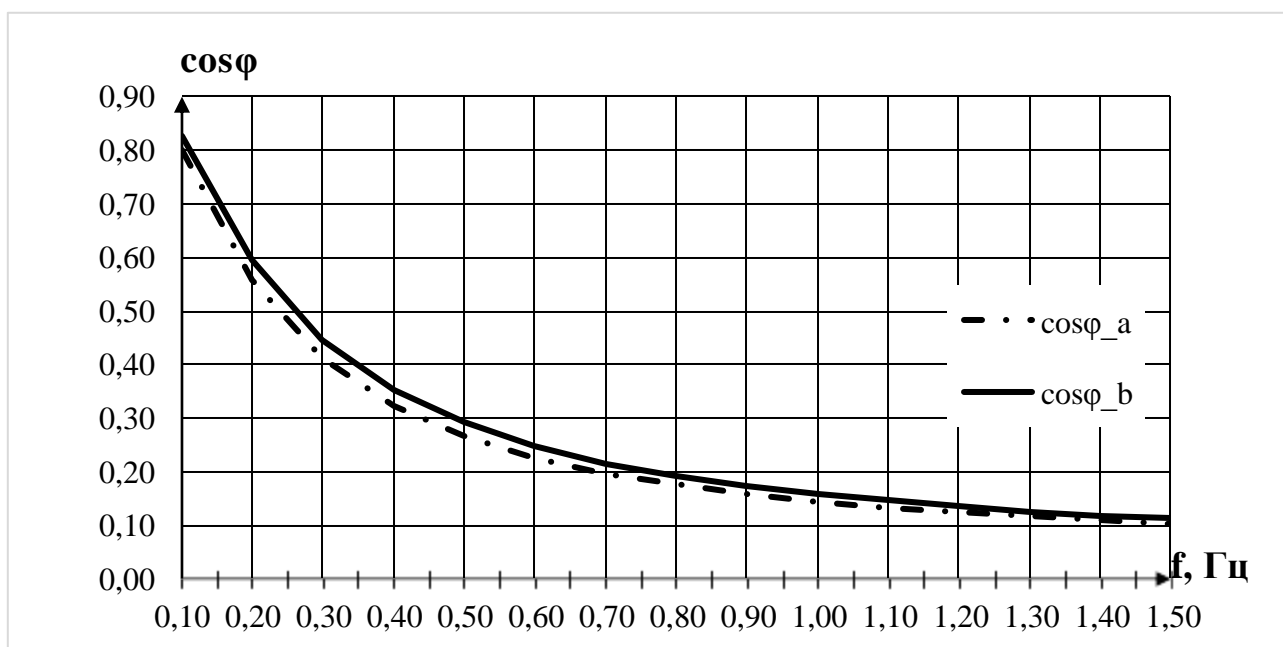


Рисунок 2.12 – Зависимость коэффициента мощности от частоты (force up)

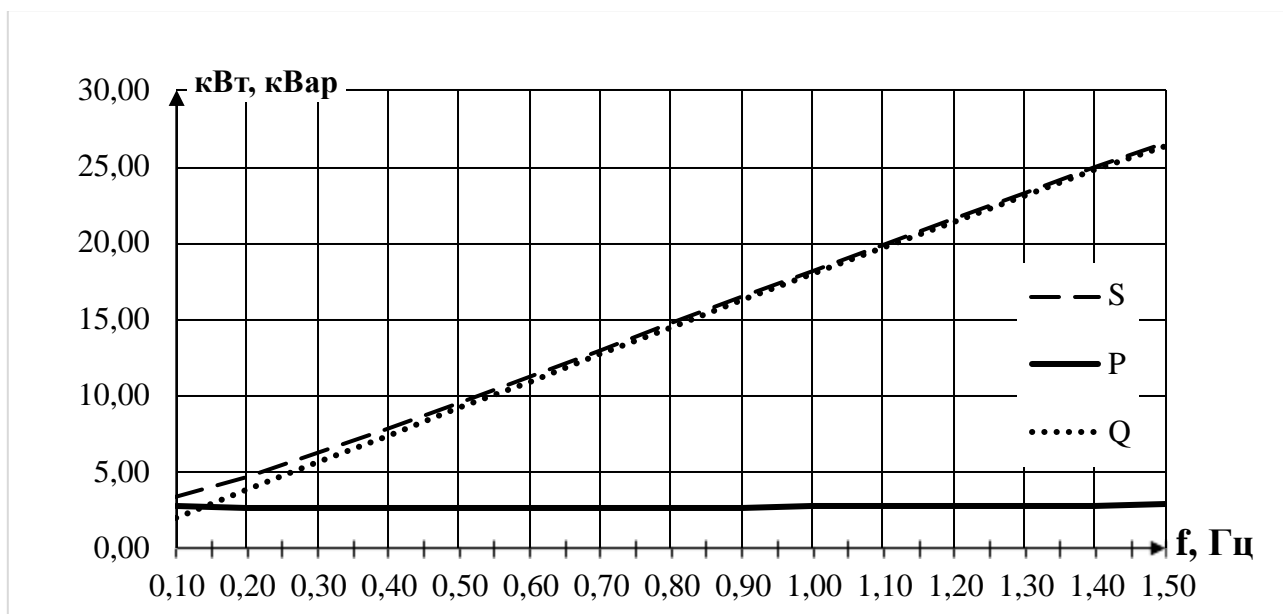


Рисунок 2.13 – Зависимость величин мощностей от частоты (force up)

Таблица 2.7.1 – Значения полных, активных и реактивных сопротивлений и мощностей при разных частотах тока (force down) (фаза а)

f , Гц	S_a , Вт	R_a	X_a	Z_a	$\cos\varphi_a$	P_a , Вт	Q_a , Вар	S_a , Вт
0,10	1748,40	0,38	0,28	0,47	0,80	1399,90	1047,47	1748,40
0,20	2424,20	0,38	0,56	0,68	0,56	1353,98	2010,84	2424,20
0,30	3248,80	0,38	0,85	0,93	0,41	1339,69	2959,72	3248,80
0,40	4123,00	0,39	1,13	1,19	0,32	1335,75	3900,63	4123,00
0,50	5022,00	0,39	1,41	1,46	0,27	1338,20	4840,42	5022,00
0,60	5933,40	0,39	1,68	1,73	0,23	1344,27	5779,11	5933,40
0,70	6844,80	0,40	1,96	2,00	0,20	1351,51	6710,05	6844,80
0,80	7601,20	0,40	2,24	2,28	0,18	1333,02	7483,40	7601,20
0,90	8667,60	0,40	2,52	2,55	0,16	1370,48	8558,57	8667,60
1,00	9579,00	0,41	2,80	2,83	0,14	1382,54	9478,70	9579,00
1,10	10484,20	0,41	3,08	3,11	0,13	1394,87	10391,00	10484,20
1,20	11377,00	0,42	3,36	3,38	0,12	1407,42	11289,61	11377,00
1,30	12269,80	0,42	3,64	3,66	0,12	1421,62	12187,17	12269,80
1,40	13156,40	0,43	3,91	3,94	0,11	1436,65	13077,73	13156,40
1,50	14036,80	0,44	4,19	4,21	0,10	1452,59	13961,44	14036,80

Таблица 2.7.2 – Значения полных, активных и реактивных сопротивлений и мощностей при разных частотах тока (force down) (фаза b)

f, Гц	S _b , Вт	R _b	X _b	Z _b	cosφ _b	P _b , Вт	Q _b , Вар	S _b , Вт
0,10	1692,60	0,38	0,26	0,46	0,83	1400,62	950,34	1692,60
0,20	2269,20	0,38	0,51	0,64	0,60	1352,99	1821,73	2269,20
0,30	2976,00	0,38	0,77	0,86	0,45	1328,86	2662,84	2976,00
0,40	3744,80	0,38	1,02	1,09	0,35	1321,94	3503,71	3744,80
0,50	4538,40	0,39	1,27	1,33	0,29	1321,66	4341,69	4538,40
0,60	5344,40	0,39	1,53	1,58	0,25	1325,06	5177,53	5344,40
0,70	6156,60	0,39	1,78	1,82	0,22	1331,10	6010,98	6156,60
0,80	6801,40	0,40	2,03	2,07	0,19	1306,20	6674,79	6801,40
0,90	7781,00	0,40	2,29	2,32	0,17	1347,06	7663,51	7781,00
1,00	8587,00	0,41	2,54	2,57	0,16	1356,25	8479,22	8587,00
1,10	9393,00	0,41	2,79	2,82	0,15	1366,99	9293,00	9393,00
1,20	10186,60	0,42	3,04	3,07	0,14	1377,54	10093,03	10186,60
1,30	10980,20	0,42	3,30	3,32	0,13	1389,68	10891,91	10980,20
1,40	11767,60	0,43	3,55	3,57	0,12	1402,54	11683,72	11767,60
1,50	12548,80	0,43	3,80	3,83	0,11	1416,19	12468,63	12548,80

Таблица 2.7.3 – Просуммированные между фазами значения полной, активной и реактивной мощности (force down)

f, Гц	S, кВт	P, кВт	Q, кВар
0,10	3,44	2,80	2,00
0,20	4,69	2,71	3,83
0,30	6,22	2,67	5,62
0,40	7,87	2,66	7,40
0,50	9,56	2,66	9,18
0,60	11,28	2,67	10,96
0,70	13,00	2,68	12,72
0,80	14,40	2,64	14,16
0,90	16,45	2,72	16,22
1,00	18,17	2,74	17,96
1,10	19,88	2,76	19,68
1,20	21,56	2,78	21,38
1,30	23,25	2,81	23,08
1,40	24,92	2,84	24,76
1,50	26,59	2,87	26,43

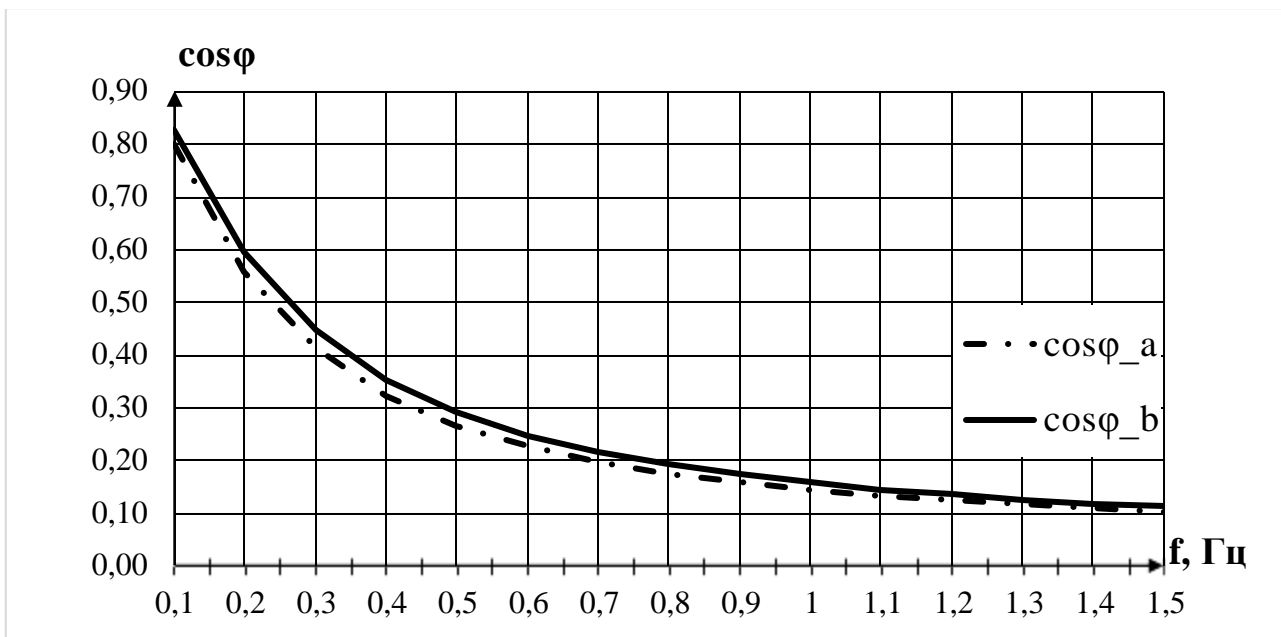


Рисунок 2.14 – Зависимость коэффициента мощности от частоты (force down)

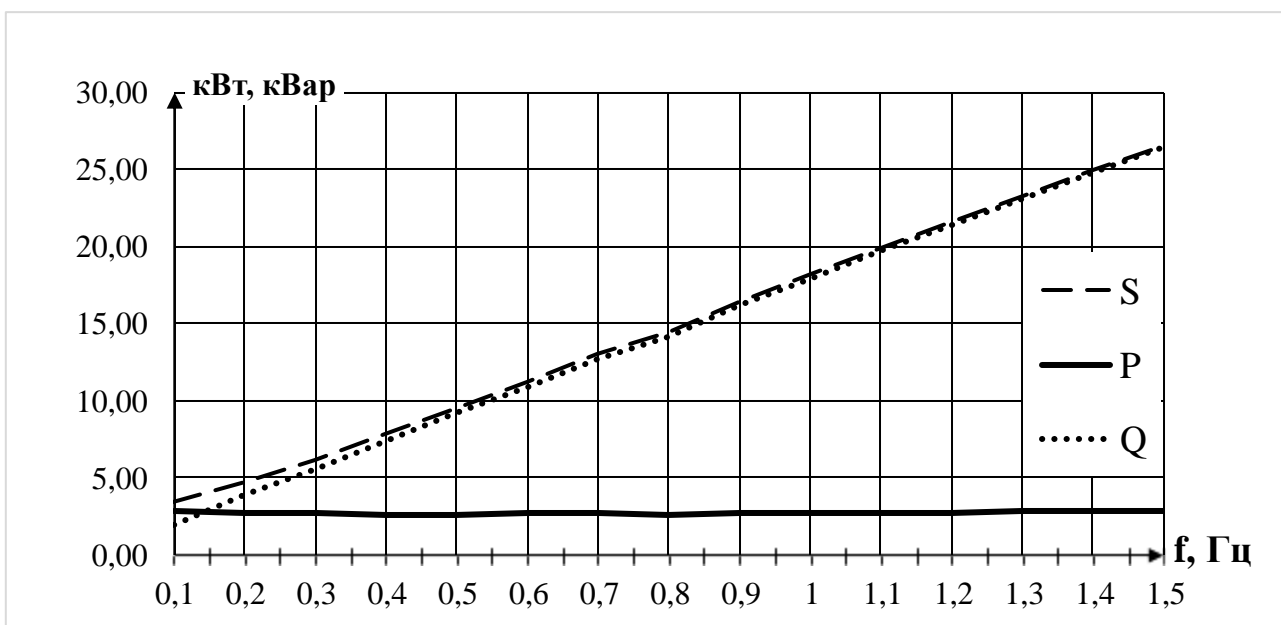


Рисунок 2.15 – Зависимость величин мощностей от частоты (force down)

2.2 Моделирование гидродинамики движения расплава в ковше под действием электромагнитных сил

Расчеты электромагнитных сил, возникающих в расплаве при различных значениях тока оптимальной частоты, проведенные выше в программе Maxwell позволяют получить данные, необходимые для расчета гидродинамики движения расплава под действием этих сил. С помощью макроса из готовых расчетов извлекается массив сил для дальнейшего использования в пакете CFX. Расчет в CFX позволяет вычислить значения средней скорости в расплаве, среднюю скорость на поверхности расплава и время переходного процесса. Под переходным процессом подразумевается разгон вращения жидкого металла до установившейся скорости. Продолжительность этого процесса и величина установившейся скорости зависят от величины значения тока, питающего МГД перемешиватель. Также этот расчет понадобится для вычисления эффективности производимой дегазации.

Также, как и в предыдущем пункте расчет производился для двух порядков фаз, чтоб изучить процессы, протекающие под воздействием сил, разных знаков. Величины тока выбраны в диапазоне от 20 до 70 Ампер, величина 10 ампер не исследовалась, так как переходный процесс происходил в разы дольше, предполагаемого времени дегазации. Полученные результаты расчета приведены в таблице 2.8.

Таблица 2.8 – Средняя установившаяся скорость вращения

I, A	Force up			Force down		
	ave_vel	ave_vel_sur	time t. p.	ave_vel	ave_vel_sur	time t. p.
20,00	0,03	0,05	760,00	0,04	0,04	660,00
30,00	0,09	0,14	290,00	0,11	0,10	250,00
40,00	0,15	0,24	220,00	0,18	0,18	140,00
50,00	0,19	0,28	120,00	0,26	0,25	100,00
60,00	0,21	0,30	100,00	0,33	0,32	80,00
70,00	0,22	0,30	95,00	0,40	0,39	70,00

Исходя из результатов, приведенных в таблице 2.8 получена графическая зависимость установившейся средней скорости и время переходного процесса

от силы тока. Зависимость установившейся средней скорости движения расплава в объеме ковша от силы тока представлена на рисунке 2.16, средней скорости на поверхности зеркала – на рисунке 2.17, времени необходимого для достижения расплавом установившейся скорости (переходного процесса) – отображена на рисунке 2.18.

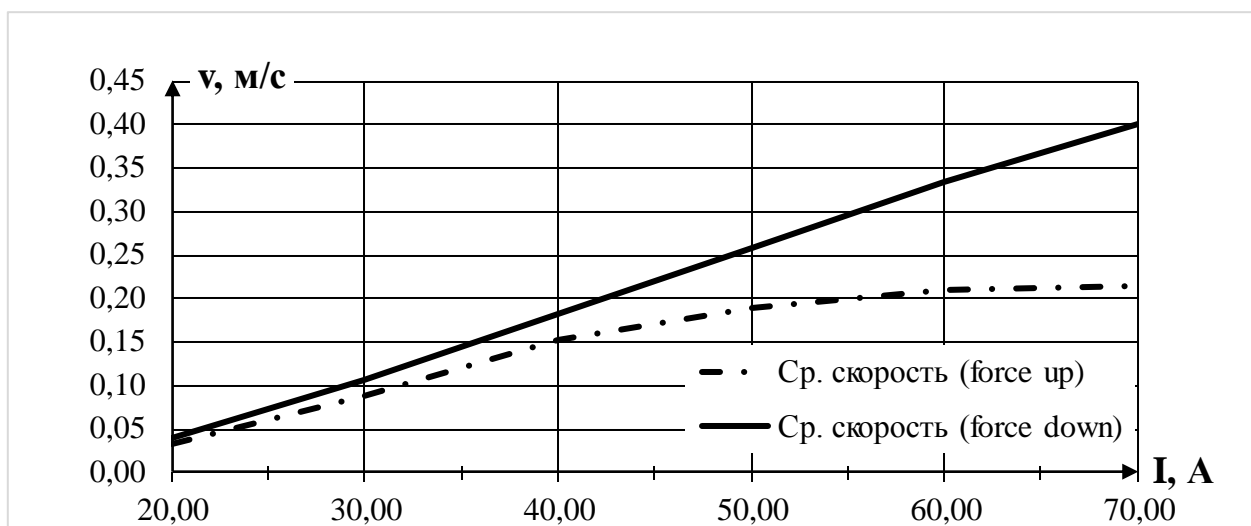


Рисунок 2.16 – Зависимость установившейся средней скорости движения расплава в объеме ковша от величины силы тока

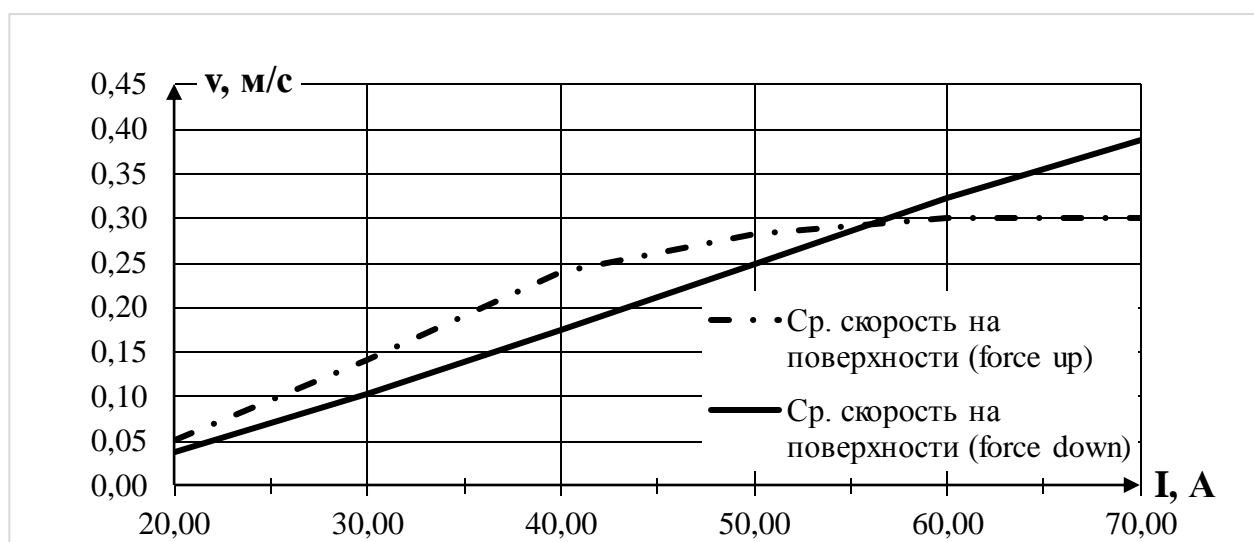


Рисунок 2.17 – Зависимость установившейся средней скорости движения металла на поверхности зеркала расплава от величины силы тока

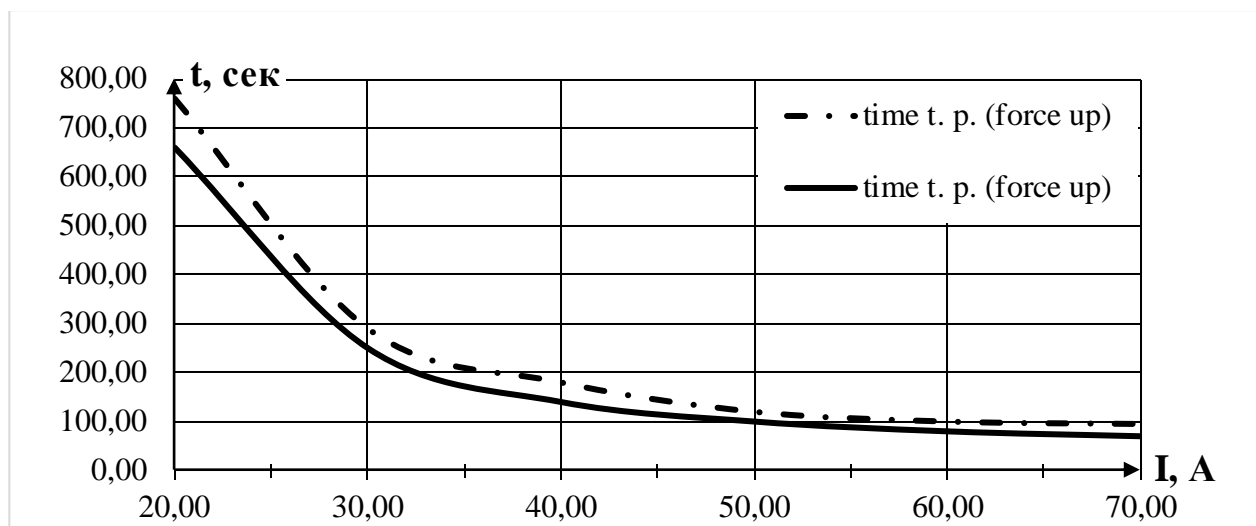


Рисунок 2.18 – Зависимость значения времени переходного процесса от величины силы тока, питающего перемешиватель

2.3 Расчет эффективности дегазации вакуумированием в ковше

В основу моделей обновления поверхности (моделей проникания, пенетрационных моделей) положено допущение о полном замещении элементов жидкости у поверхности новыми, происходящем через некоторые промежутки времени. Причем предполагается, что каждый раз турбулентные пульсации подводят к поверхности раздела фаз свежую жидкость с концентрацией элементов, соответствующей средне – объемной и смывают порции жидкости, уже прореагировавшие с газом. Пока элемент жидкости находится у поверхности и соприкасается с газом, адсорбция газа жидкостью, т.е. проникновение, или пенетрация, в глубь этого элемента проходят при таких условиях, будто он неподвижен и имеет бесконечную глубину. Поскольку время взаимодействия каждой новой порции жидкости с газом предполагается небольшим, растворение газа в жидкости осуществляется путем нестационарной диффузии с такой же скоростью, что и при неподвижном контакте газа с жидкостью бесконечной глубины. Естественно, что глубина проникновения газа в жидкость всегда оказывается небольшой в сравнении с толщиной слоя реагирующей жидкости.

Поверхность раздела фаз может состоять одновременно из элементов с различной продолжительностью контакта, характеризующейся функцией

распределения Φ . Если обозначить время контакта t , то величина Φdt выражает долю поверхности с продолжительностью контакта t и $(t+dt)$.

На рисунок 2.19 показано распределение концентраций в газовой фазе и жидкости, соответствующее представлениям моделей обновления. Как видно, профиль концентраций в жидкости изменяется не только в зависимости от удаления от границы раздела, но и от времени контакта. В каждом элементе в зависимости от продолжительности контакта с газом устанавливается свой профиль концентраций.

В общем случае, перенос вещества внутри одной фазы и между фазами рассматривают на основе уравнений гидродинамики и конвективной диффузии. Если ограничиться рассмотрением диффузии в одном направлении (по оси z), перпендикулярном направлению движения потока (по оси x). Такой выбор направления связан с тем, что в направлении потока коэффициенты конвективной диффузии не менее, чем на один-два порядка выше и перенос лимитируется, как правило, диффузией в поперечном направлении. Уравнение конвективной диффузии будет иметь вид:

$$\frac{dC}{dt} = D \frac{\partial^2 C}{\partial z^2} - u \frac{\partial C}{\partial x}. \quad (2.6)$$

Учитывая, что в соответствии с положениями модели обновления поверхности конвективным членом и $u(dC/dz)$ в уравнении (2.6) можно пренебречь, уравнение нестационарной диффузии, вытекающее из (2.6), можно представить в виде:

$$\partial c / \partial t = D(\partial^2 C / \partial y^2), \quad (3.7)$$

для которого в дополнение к (2.7) можно составить следующие граничные условия:

$$y=0, \quad t \geq 0, \quad C=C_p;$$

$$\begin{array}{lll} y=\infty, & t \geq 0, & C=C_{\text{ж}}; \\ y>0, & t=0, & C=C_{\text{ж}}. \end{array}$$

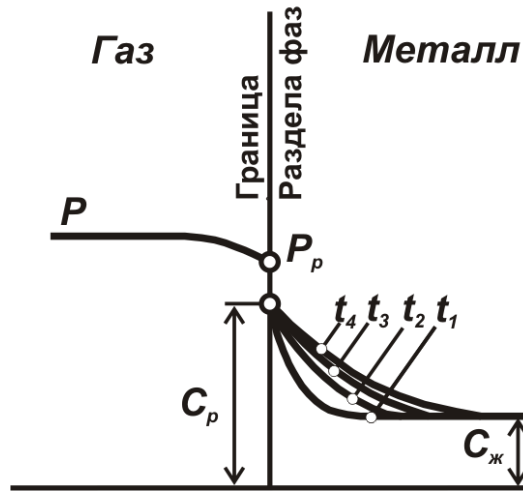


Рисунок 2.19 – Распределение концентраций в фазах в соответствии с представлениями модели обновления поверхности в зависимости от времени контакта элемента жидкости с газом ($t_1 < t_2 < t_3 < t_4$)

В результате интегрирования было найдено уравнение мгновенной скорости абсорбции:

$$Q = \frac{dm}{dt} = \sqrt{\frac{D}{\pi t}} (C_p - C_{\text{ж}}) F, \quad (2.8)$$

где m – количество поглощаемого жидкостью газа за время контакта t .

Соответственно средняя скорость абсорбции с учетом распределения элементов по продолжительности контакта

$$Q = F_0 \int_0^{\infty} \Phi d\theta = (C_p - C_{\text{ж}}) F \int_0^{\infty} \Phi \sqrt{\frac{D}{\pi t}} dt, \quad (2.9)$$

откуда следует, что коэффициент массопередачи:

$$\beta = \int_0^{\infty} \Phi \sqrt{\frac{D}{\pi t}} dt. \quad (2.10)$$

Существуют два варианта модели обновления поверхности: модель Р. Хигби и модель П. Данквеста.

В модели Р. Хигби постулируется, что каждый элемент поверхности жидкости соприкасается с газом до замены следующим элементом в течении одного и того же промежутка времени t_0 . За это время он абсорбирует единицей своей поверхности одно и то же количество газа.

Тогда выражение (2.10) принимает вид:

$$\beta = 2 \sqrt{\frac{D}{\pi \cdot t_0}}. \quad (2.11)$$

Для проведения расчетов можно принять, что продолжительность контакта составляет:

$$t_0 = \frac{2 \cdot r_{H_2}}{v_c}, \quad (3.12)$$

где r_{H_2} – радиус газового пузыря, м;

v_c – скорость газового пузыря, м/с.

С позиции реальности предложенная П. Хигби модель об одинаковом времени соприкосновения с газом всех элементов жидкости, находящихся у поверхности основана на серьезном допущение (В. Рамм образно сравнил модель Хигби с таким распределением населения по возрасту, когда все умирают только в одном возрасте).

Поэтому П. Данквестом была предложена другой вариант модели обновления поверхности. В ней принят иной характер распределения: предполагается, что вероятность замещения элемента поверхности свежей жидкостью не зависит от продолжительности его контакта с газом. Это приводит к стационарному распределению поверхностных «возрастов», при котором доля поверхности, находящейся в контакте с газом в течении времени в интервале от t до $(t+dt)$, составляет $S \cdot e^{-St} dt$, где S – доля поверхности, на

которой происходит замещение свежей жидкостью, отнесенная ко времени, c^{-1} , т.е. $\Phi = S \cdot e^{-St}$.

Подставив значение Φ по Данквесту в (2.10), получим:

$$\beta = S \sqrt{\frac{D}{\pi t_0}} \int_0^{\infty} \frac{e^{-St}}{\sqrt{t}} dt, \quad (2.13)$$

или после интегрирования:

$$\beta = \sqrt{DS}. \quad (2.14)$$

Достоинством моделей обновления поверхности является более четкий физический смысл и то, что вытекающие из них уравнения представляют зависимость $\beta \sim D^{1/2}$, которая наиболее часто подтверждается экспериментом. Однако, ни t_0 , ни S не поддаются непосредственному измерению и количественный расчет β не представляется возможным без принятия дополнительных допущений.

Используя формулу 1.21 возможно приблизительно (в виду величин погрешностей, имеющихся данных) вычислить содержание водорода в расплаве, прошедшем процесс рафинирования в ковше. Для его расчета посчитаны площадь поверхности расплава ($A = 1,179 \text{ м}^2$) и объем расплава ($V_{\text{ж}} = 1,221 \text{ м}^3$). При этом исходное его содержание равняется: $C_{\text{ж_исх}} = 0,42 \text{ см}^3 / 100 \text{ г}$.

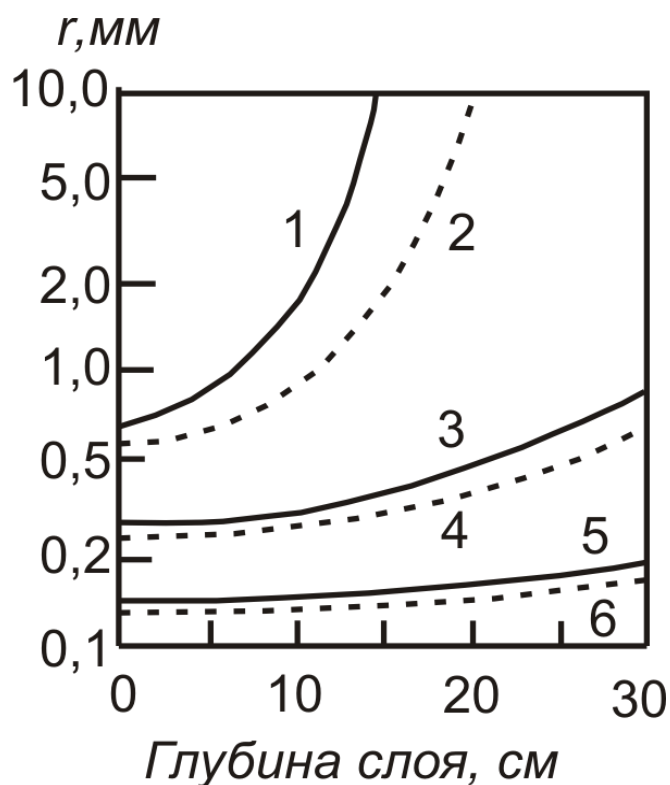
$$C_{\text{ж}} = C_{\text{ж_исх}} \cdot e^{\frac{-\beta A}{V_{\text{ж}}}}. \quad (1.21)$$

Для вычисления коэффициента массопереноса в металле (2.11), принят коэффициент диффузии водорода $D = 1 \cdot 10^{-3} \text{ см}^2 \cdot \text{с}$, а также необходимо вычислить продолжительность контакта ненасыщенного водородом элементарного объема металла (2.12). Для расчета формулы 2.12 необходимо знать радиус пузырька водорода, а также скорость движения расплава близ поверхности зеркала. Радиус пузырька зависит от остаточного давления (1 мм.

рт. ст.) и глубины слоя обновляемого металла (оценен в программе CFX графически и приблизительно равен 20 см). Определяется он из графика, приведенного далее на рисунке 2.20, $r_{H_2} = 0,15$ мм. Скорость движения расплава высчитана с помощью программы CFX и $v_c = 0,3$ м/с для случая, когда силы направлены вверх (force up) и $v_c = 0,32$ м/с – вниз (force down).

$$\text{Force up: } t_0 = \frac{2 \times r_{H_2}}{v_c} = \frac{2 \times 0,15}{0,3} = 1, \text{ с;} \quad (2.15)$$

$$\text{Force down: } t_0 = \frac{2 \times r_{H_2}}{v_c} = \frac{2 \times 0,15}{0,32} = 0,94, \text{ с.} \quad (2.16)$$



Сплошные кривые — остаточное давление 10 мм рт. ст.

Пунктирные кривые — остаточное давление 1 мм рт. ст.

Содержание водорода в расплаве, $\text{см}^3/100 \text{ г}$: 1 и 2 — 0,2; 3 и 4 — 0,3; 5 и 6 — 0,4

Рисунок 2.20 – Минимальный радиус скопления водорода в алюминии при 700°C

Теперь имеются все необходимые для расчета коэффициента массо–переноса данные, для верности последующих расчетов, результат переведен в систему СИ:

$$\text{Force up: } \beta = 2 \sqrt{\frac{D}{\pi \cdot t_0}} = 2 \sqrt{\frac{1 \cdot 10^{-3}}{\pi \cdot 1}} = 3,6 \cdot 10^{-3}, \text{ м/с;} \quad (2.17)$$

$$\text{Force down: } \beta = 2 \sqrt{\frac{D}{\pi \cdot t_0}} = 2 \sqrt{\frac{1 \cdot 10^{-3}}{\pi \cdot 0,94}} = 3,7 \cdot 10^{-3}, \text{ м/с.} \quad (2.18)$$

После вычисления всех необходимых коэффициентов, представляется возможным вычислить содержание водорода после рафинирования в ковше в течение 10–ти минут, при обоих порядках включения фаз перемешивателя:

$$\text{Force up: } C_{\text{ж}} = C_{\text{ж_исх}} \cdot e^{\frac{-t\beta A}{V_{\text{ж}}}} = 0,42 \cdot e^{-2,07} = 0,053 \text{ см}^3/100 \text{ г;} \quad (2.19)$$

$$\text{Force down: } C_{\text{ж}} = C_{\text{ж_исх}} \cdot e^{\frac{-t\beta A}{V_{\text{ж}}}} = 0,42 \cdot e^{-2,127} = 0,05 \text{ см}^3/100\text{г.} \quad (2.20)$$

Из значений концентраций водорода до и после рафинирования можно вычислить величины степеней дегазации установки при различных порядках включения перемешивателя.

$$\text{Force up: } K_{\text{дег}} = \frac{C_{\text{ж_исх}} - C_{\text{ж}}}{C_{\text{ж}}} \cdot 100 = \frac{0,42 - 0,053}{0,42} \cdot 100 = 87,3\%; \quad (2.21)$$

$$\text{Force down: } K_{\text{дег}} = \frac{C_{\text{ж_исх}} - C_{\text{ж}}}{C_{\text{ж}}} \cdot 100 = \frac{0,42 - 0,05}{0,42} \cdot 100 = 88,1\%. \quad (2.22)$$

Таким образом получается, что процесс рафинирования эффективнее, в случае, когда силы в расплаве направлены вниз. В таком случае обеспечивается большая установившаяся средняя скорость в расплаве и на его зеркале при меньших энергозатратах, чем в случае, когда силы направлены вниз.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Выполнен обзор методов и устройств рафинирования алюминиевых расплавов.
2. Сделан вывод о перспективности применения в цветной металлургии установок вакуумного МГД – рафинирования.
3. Представлено описание физики взаимодействия системы газ-металл с точки зрения кинематики и термодинамики процесса, а также основные зависимости влияния пониженного давления на систему газ-металл. Приведены основные уравнения, описывающие процесс вакуумирования и особенности вакуумной обработки металла промышленных условиях.
4. Разработана математическая модель системы «расплав-ковш-МГД перемешиватель» для анализа электромагнитных процессов.
5. Исходя из результатов анализа и технического задания определена конструкция, размеры и электромагнитные параметры индуктора для установки вакуумной дегазации.
6. Разработана математическая модель системы для моделирования магнитогидродинамических процессов, протекающих в расплаве под действием электромагнитных сил.
7. Выполнен анализ гидродинамических течений и определен оптимальный режим работы индуктора, обеспечивающего наилучшую циркуляцию расплава.
7. Рассчитано содержание водорода в расплаве, прошедшем операцию рафинирования в ковше под действием вакуума при перемешивании. По результатам расчета оценена эффективность этого метода рафинирования.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1 Слетова Н. В. Создание препаратов для рафинирования и модифицирования Al – сплавов, обеспечивающих стабильные показатели качества отливок: дис. ... канд. тех. наук : 05.16.04 / Слетова Наталья Владимировна. – Минск, 2014. - 185с.

2 Вакуумирование алюминиевых сплавов : М. Б. Альгман, Е. Б. Глотов, В. А. Засыпкин, Г. С. Макаров. – Москва : «Металлургия» 1977. - 240 с.

3 Разработка установки дегазации расплава алюминия с использованием индукционных машин: дип. пр. ... канд. тех. наук : 13.03.02 / Авдулов Антон Андреевич – Красноярск, 2011. – 145 с.

4 Системы рафинирования расплавленного алюминия под торговой маркой SNIF [Электронный ресурс] : система РАЛ-инфо для металлургов, машиностроителей, заказчиков литых и формованных изделий из металлов, пластмасс, эластомеров и композитов. – Режим доступа: <http://www.ruscastings.ru/work/168/170/2033/5594>.

5 Пат. 2237091 Российская Федерация, МПК⁸ С 22 В 9/02, С 22 В 21/06. Способ рафинирования алюминия и его сплавов / В.Н. Тимофеев, Р.М. Христинич, В.А. Горбунов, С.А. Горбунов, М.В. Первухин, В.В. Стафиевская, А.М. Велентеенко ; заявитель и патентообладатель Красноярский государственный технический университет ; заявл. 06.02.03 ; опубл. 27.09.04.

6 Пат. 2337980 Российская Федерация, МПК⁸ С 22 В 9/02, С 22 В 21/06. Способ рафинирования алюминия и алюминиевых сплавов в транспортном ковше / Е.Г. Чувашов, С.В. Солдатов, Д.В. Дроздов, О.П. Белянин ; заявитель и

патентообладатель Общество с ограниченной ответственностью «Русская инжиниринговая компания» ; заявл. 07.25.06 ; опубл. 10.11.08.

7 Флюс для алюминия [Электронный ресурс] : сайт компании Стройбис. – Режим доступа: <http://www.stroibis.ru/products/29/>.

8 Пат. 2385354 Российская Федерация, МПК⁸ С 22 В 9/02, С 22 В 21/06. Устройство фильтрации расплавленных металлов и сплавов / В.Ф. Фролов, С.В. Солдатов, А.Г. Пелевин, О.П. Белянин ; заявитель и патентообладатель Общество с ограниченной ответственностью «Русская инжиниринговая компания» ; заявл. 07.25.06 ; опубл. 10.11.08.

9 Влияние ультразвуковой обработки расплава на структуру и свойства катанки из сплавов цветных металлов / А.Н Грот, Д.А. Красильников, В.А. Рассохин, В.И. Твердов, П.Ю. Жихарев, М.А. Голенков // Металлург – 2012, №10.

10 Ультразвуковые технологические установки [Электронный ресурс] : сайт компании РЭЛТЭК (разработка и производство сложного наукоемкого электротехнологического оборудования). – Режим доступа: http://reltec.biz/plugins/reltek_catalog/view/id/4

11 Пат. 2361938 Российская Федерация, МПК⁸ С 22 В 9/04, С 22 В 21/06. Способ вакуумной обработки алюминиевых сплавов / А.Ю. Сухих, Г.А. Суслов, С.Н. Тимохов, В.П. Ефремов, А.А. Бабинов, А.В. Потехин; заявитель и патентообладатель ОАО «Корпорация ВСМПО-АВИСМА» ; заявл. 11.06.07 ; опубл. 20.07.09.

12 Пат. 1804121 Российская Федерация, МПК⁸ С 22 В 9/04, С 22 В 21/06. Способ обработки алюминиевых сплавов / В.Е. Анферов, С.Б. Комаров, С.М. Можаровский, В.А. Черемисинов, В.И. Благодатских, Б.В. Овсянников, В.Н. Попов; заявитель и патентообладатель Каменск-Уральский металлургический завод им. 60-летия СССР ; заявл. 28.01.91 ; опубл. 20.05.95.

13 Пат. 2446216 Российская Федерация, МПК⁸ С 21 С 7/10. Способ дегазации металла в ковше / Л.В. Алексеев, В.Ю. Снегирев, А.Х. Валихаметов, В.В. Галкин, Б.А. Сарычев, О.А. Николаев, С.В. Пехтерев; заявитель и патентообладатель ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат»; заявл. 10.11.10 ; опубл. 27.03.12.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

ПРИЛОЖЕНИЕ В